Energy, Mines and Resources Canada

Énergie, Mines et Ressources Canada

# CANMET

Canada Centre for Mineral and Energy Technology

Centre canadien de la technologie des minéraux et de l'énergie

**Mining Research Laboratories**

**Laboratoires de recherche minière**

Canada

# ÉTUDE DE STABILITÉ À LA MINE NIOBEC: RAPPORT FINAL

## 3. Supplément pour la conception des excavations

D. Labrie, L. Closset

MRL 89-10 (TR)

SEPTEMBRE 1989

This document is an unedited interim report prepared primarily for discussion and internal reporting purposes. It does not represent a final expression of the opinion of the Canada Centre for Mineral and Energy Technology (CANMET)

Ce document est un rapport provisoire non-révisé et rédigé principalement pour fin de discussion et de documentation interne. Il ne représente nullement l'expression définitive de l'opinion du Centre canadien de la technologie des minéraux et de l'énergie (CANMET)

83 pp

MICROMEDIA

# ÉTUDE DE STABILITÉ À LA MINE NIOBEC:
# RAPPORT FINAL
## 3. Supplément pour la conception des excavations

par

D. Labrie* et L. Closset*

**RÉSUMÉ**

Le Centre canadien de la technologie des minéraux et de l'énergie (CANMET) et le Centre de recherches minérales (CRM) entreprenaient à l'automne 1985, avec la collaboration de l'exploitant, une étude de stabilité à la mine Niobec. Cette étude visait à confirmer la méthode de minage utilisée actuellement et à optimiser la récupération du minerai. Lesdeux premiers volets du rapport final, sommaire et synthèse de l'étude, sont parus récemment.

Pour compléter l'étude, il a été décidé d'inclure au rapport final un supplément, qui devrait permettre aux responsables de l'exploitation de poursuivre l'étude sur la base des données existantes et des résultats obtenus. Après avoir passé en revue les différentes étapes de la conception des excavations et leur modélisation, les auteurs font appel à un cas simple pour illustrer le cheminement proposé. En utilisant le secteur de la zone 202 comme exemple, le cadre de la simulation est défini et précisé. Le niveau des contraintes et les facteurs de sécurité prédits par la simulation, les propriétés considérées lors du calcul, et la séquence de minage envisagée sont discutés successivement. Les résultats obtenus sont en accord avec la stabilité actuelle des excavations. Ceux-ci permettent d'envisager la récupération éventuelle sécuritaire des piliers transversaux.

---

MOTS-CLÉ: conception, modélisation, séquence de minage, niveau de contrainte, facteur de sécurité, élasto-plasticité, loi de contrainte, critère de rupture.

* Chercheur en sciences physiques, Laboratoire canadien de technologie minière, Laboratoires de recherche minière, CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada, Ottawa.

# NIOBEC MINE STABILITY ANALYSIS PROJECT:
# FINAL REPORT
## 3. Supplement for mine openings design

by

D. Labrie* and L. Closset*

## ABSTRACT

The Canada Centre for Mineral and Energy Technology (CANMET) and the Centre de recherches minérales (CRM) initiated in the fall of 1985, with the collaboration of Les Services TMG Inc., a project on the stability of the Niobec mine openings. The objective of the project was to confirm the actual mining method, in use at the mine, and optimize ore recovery. The two first sections of the final report, summary and synthesis of the study, have been published recently.

A supplement has been added to the rapport to facilitate the use of study results and data by the mine's staff. The steps involved in mine design and modelling have been reviewed; a simple example is used by the authors to illustrate the methodology. Mine section 202 has been used to define the simulation framework. The stress levels and safety factors predicted by the model, material properties used in the model and mining sequence are discussed. Model results were found to be in agreement with actual mine performance based on stope stability observations. This report also considers the eventual safe recovery of pillars following completion of primrary cycle mining.

---

KEYWORDS: design, modelling, mining sequence, stress level, safety factor, elasto-plasticity, stress law, failure criteria.

* Physical Scientist, Canadian Mine Technology Laboratory, Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa.

## AVANT-PROPOS

Les Laboratoires de recherche minière du Centre canadien de la technologie des minéraux et de l'énergie (CANMET) mènent depuis plusieurs années, avec la collaboration des exploitants miniers, des projets de recherche en mécanique des roches. Les objectifs de ces projets sont de:

(1) fournir à l'exploitant des résultats de recherche appliquée en mécanique des roches, sur lesquels lui ou ses consultants pourront s'appuyer dans les tâches de planification et de décision au niveau des opérations minières;

(2) développer ou mettre à jour des méthodes d'investigation et d'analyse du comportement des massifs rocheux pour le bénéfice de l'industrie minière;

(3) développer et mettre au point les instruments appropriés pour la détermination des propriétés des matériaux rocheux et le suivi des structures minières; et

(4) transférer à l'industrie les méthodes courantes et les derniers développements en mécanique des roches, applicables à l'exploitation minière.

En tenant compte de ce contexte, le rôle du CANMET en est donc un de recherche et de transfert, en collaboration avec les exploitants et l'industrie, et non de consultation au sens propre du terme.

## TABLE DES MATIÈRES


| | Page |
|---|---|
| RÉSUMÉ | i |
| ABSTRACT | ii |
| AVANT-PROPOS | iii |
| 1. INTRODUCTION | 1 |
| 2. ÉTAPES DE CONCEPTION | 2 |
| 3. ÉTAPE DE MODÉLISATION | 4 |
| 4. EXEMPLE: MODÉLISATION DES EXCAVATIONS DE LA ZONE 202 DU PREMIER BLOC MINIER | 6 |
| 4.1 Géométrie du secteur | 6 |
| 4.1.1 Description du secteur | 6 |
| 4.1.2 Séquence de minage | 10 |
| 4.2 Propriétés utilisées | 10 |
| 4.2.1 La loi de comportement | 10 |
| 4.2.2 Le critère de rupture | 12 |
| 4.2.3 La loi de contrainte | 14 |
| 4.3 Modélisation des excavations | 14 |
| 4.3.1 Code numérique utilisé | 15 |
| 4.3.2 Cadre de simulation | 15 |
| 4.3.3 Entrée des données | 18 |
| 4.4 Résultat de la simulation | 18 |
| 4.5 Discussion | 18 |
| 4.5.1 Cadre de simulation | 20 |
| 4.5.2 Niveaux de contrainte calculés | 20 |
| 4.5.3 Facteurs de sécurité calculés | 21 |
| 4.5.4 Paramètres utilisés | 21 |
| 4.5.5 Séquence de minage envisagée | 23 |
| 5. CONCLUSION | 23 |
| RÉFÉRENCES | 27 |
| ANNEXES | 31 |


## LISTE DES TABLEAUX


| No. | | Page |
|---|---|---|
| 1. | Étapes et éléments de conception des excavations | 3 |
| 2. | Étapes et éléments de modélisation numérique | 5 |
| 3. | Coordonnées relatives des chantiers et des piliers | 9 |
| 4. | Modules de déformation du massif | 11 |
| 5. | Résistance moyenne du massif | 13 |


## LISTE DES FIGURES


| No. | | Page |
|---|---|---|
| 1. | Plan du secteur modélisé | 7 |
| 2. | Plan idéalisé des excavations | 8 |

## FIGURES (Suite)


| No. | | Page |
|---|---|---|
| 3. | Représentation du diagramme de zone ..... | 16 |
| 4. | Représentation de la grille détaillée ..... | 17 |
| 5. | Répartition simplifiée des unités géologiques ..... | 19 |


## LISTE DES ANNEXES


| No. | | Page |
|---|---|---|
| 1. | Fichiers des données ..... | 31 |
| 2. | Formules d'extrapolation proposées par Hoek et Brown ..... | 39 |
| 3. | Résultat de la simulation de la première étape de minage (minage des chantiers primaires) ..... | 43 |
| 4. | Résultat de la simulation de la seconde étape de minage (retrait du pilier T-02-12) ..... | 53 |
| 5. | Résultat de la simulation de la troisième étape de minage (retrait du pilier T-02-10) ..... | 63 |
| 6. | Signification et calcul du facteur de sécurité ..... | 73 |

# 1. INTRODUCTION

Labrie et Bétournay, 1989 (réf.1), et Bétournay et Labrie, 1989 (réf. 2), ont fait paraître récemment, ou le feront prochainement, les deux (2) premières parties du rapport final de l'étude de stabilité à la mine Niobec. Cette étude, entreprise à l'automne 1985 à la demande de l'exploitant, visait à confirmer la méthode de minage utilisée et optimiser la récupération du minerai, notamment au niveau de l'exploitation éventuelle des piliers transversaux.

Depuis le début du projet, de nombreux travaux de terrain ont été effectués, Arjang, 1986 (réf. 3), Labrie, 1989 (réf. 4), des essais de laboratoire, également nombreux, ont été réalisés, Labrie, 1987 (réf. 5), Bétournay et al., 1986 (réf. 6), Gorski, 1986 (réf. 7), et des résultats de modélisation ont été proposés, Yu et al. (réf. 8-11), Bétournay et al. (réf. 12-13). De plus, pour vérifier le comportement du massif rocheux, on a procédé au cours de l'année 86-87 à l'instrumentation et au suivi des excavations de la zone 203, à l'intérieur du second bloc minier. Les résultats ont été rapportés par Labrie et Grenier, 1988 (réf. 14), et interprétés par Herget et Kapeller (réf. 15-16). Une rétroanalyse du secteur est en cours (réf. 17). Outre le rapport final, les résultats ont été présentés sommairement à l'intérieur de rapports-synthèse (réf. 18-19).

Nous avons voulu pour compléter l'étude y inclure un supplément, qui pourrait permettre aux responsables de l'exploitation de poursuivre l'étude sur la base des données existantes et des résultats obtenus. Ceci permettrait notamment une meilleure compréhension des étapes à franchir pour obtenir une solution aux problèmes soumis ou rencontrés, une utilisation plus rationnelle des résultats, et une plus grande latitude dans l'interprétation de ces derniers. Par la même occasion, l'exploitant se sentira plus avisé pour procéder à des relevés ou des essais additionnels, et pour intégrer les résultats à l'intérieur de futurs essais de modélisation. Pour terminer, il pourra juger plus avant de la validité des résultats obtenus. Ainsi, il sera à même de décider d'un programme de suivi des excavations, de sa signification et de son utilité véritable.

Cette troisième partie du rapport final s'articule autour d'un exemple simple, le cas de la zone 202 à la hauteur du premier bloc minier, où on examinera l'évolution des contraintes avec l'avance du minage, en particulier le retrait des piliers transversaux. Cet exemple reprend le cheminement standard, suivi tout au cours de l'étude dans l'analyse de la stabilité d'autres chantiers. Il intègre les résultats d'essais connus, dans leur forme finale. Les résultats de la modélisation sont discutés à la lumière de quelques interrogations précises, relatives à leur signification, leur sensibilité vis-à-vis les divers paramètres introduits pour le calcul, et les conclusions qui s'en dégagent. Auparavant on aura fait un bref survol des étapes de conception ayant gouverné la conduite de l'étude, en s'attardant à l'étape de modélisation proprement dite. Ces étapes définissent une procédure simple qui conduit efficacement aux résultats recherchés.

## 2. ÉTAPES DE CONCEPTION

Bieniawski, 1984 (réf. 20), a proposé diverses approches pour la conception des excavations dans le roc. Plus ou moins élaborées selon le cas traités, nous pouvons néanmoins distinguer quatre (4) grandes étapes qui résument toutes ces approches. Il s'agit de: 1) la définition du problème, 2) la détermination des caractéristiques et des propriétés des matériaux en place, 3) la modélisation des excavations, et 4) la réalisation et le suivi de ces dernières.

La définition du problème passe notamment par l'identification de sa géométrie et des scénarios et de la séquence de minage envisagés. Quant à la caractérisation des matériaux en place, elle consiste à déterminer trois (3) éléments essentiels qui interviennent lors de la modélisation: 1) la loi de comportement du matériau, fixée par ses modules de déformation ou d'élasticité dans le présent cas, et 2) le critère de rupture du matériau, qui est une généralisation des résistances mesurées et extrapolées au massif rocheux et 3) la loi de contrainte du massif, correspondant au tenseur de contraintes naturelles mesuré ou évalué. Nous reviendrons sur l'étape de modélisation dans la section suivante, mais

TABLEAU 1 - ÉTAPES ET ÉLÉMENTS DE CONCEPTION DES EXCAVATIONS

| ÉTAPES DE CONCEPTION | ÉLÉMENTS DE CONCEPTION |
|---|---|
| 1. Définition du problème | Géométrie du gisement<br>Séquence de minage |
| 2. Caractéristiques et propriétés des matériaux en place | Loi de comportement, i.e. modules de déformation ou d'élasticité<br>Critère de rupture, i.e. résistance des matériaux en place<br>Loi de contrainte, i.e. tenseur de contraintes naturelles |
| 3. Modélisation des excavations | Méthodes analytiques, i.e. formulation mathématique<br>Méthodes numériques i.e. méthode des éléments finis, frontière, ou autre<br>Méthodes empiriques, i.e. classification des massifs rocheux, ou autre |
| 4. Réalisation et suivi des excavations | Variation des contraintes<br>Variation des déplacements |

mentionnons immédiatement les trois (3) grandes classes de solutions les plus souvent utilisées. Ce sont les méthodes analytiques, du genre de celles appliquées par Bétournay et al. (réf. 12-13), les méthodes numériques, utilisées par Yu et al. (réf. 8-11), et les méthodes empiriques, notamment celles basées sur les classifications des massifs rocheux et dont une application a été proposée par Labrie, 1986 (réf. 18). La dernière étape concerne la réalisation et le suivi des excavations, où on peut comparer le comportement réel de l'ouverture au comportement anticipé, et ainsi vérifier la qualité de la prédiction. Le tableau 1 propose un sommaire des différentes étapes du processus de conception et des éléments qui les composent.

## 3. ÉTAPE DE MODÉLISATION

L'étape de modélisation, de type numérique, comme celle utilisée dans une très large part à l'intérieur de la présente étude, comporte quatre (4) sous-étapes. Ce sont: 1) le choix du code numérique, 2) l'entrée des données, 3) la résolution des équations, et 4) l'affichage des résultats. Parmi les codes numériques les plus populaires actuellement, on compte ceux faisant appel à la méthode des éléments finis (FEM) ou à la méthode des éléments-frontière (BEM). Ces deux (2) méthodes permettent de solutionner rapidement et efficacement la majorité des cas rencontrés, en milieux continus ou faiblement discontinus, propres aux structures minières. L'entrée des données reprend tous les éléments déterminés lors des étapes de conception précédentes, i.e. la géométrie du problème, la séquence de minage, les propriétés et la résistance des matériaux, la résistance étant représentée par le critère de rupture, et le tenseur de contraintes naturelles, pour les introduire à l'intérieur du modèle. Les résultats obtenus, après résolution des équations, sont la valeur des déplacements et des contraintes et le facteur de sécurité, calculés à la paroi des excavations et à l'intérieur du massif. Ces résultats sont affichés à l'écran et/ou imprimés. Le tableau 2 présente un sommaire des différentes étapes de la modélisation et des éléments qui les composent.

TABLEAU 2 - ÉTAPES ET ÉLÉMENTS DE MODÉLISATION NUMÉRIQUE

| ÉTAPES DE MODÉLISATION | ÉLÉMENTS DE MODÉLISATION |
|---|---|
| 1. Choix du code numérique | Méthode des éléments finis<br>Méthode des éléments-frontière<br>Autres méthodes |
| 2. Entrée des données | Géométrie du problème<br>Séquence de minage<br>Modules de déformation des matériaux<br>Résistance des matériaux<br>Tenseur des contraintes naturelles |
| 3. Résolution des équations | Calcul des déplacements<br>Calcul des contraintes<br>Calcul du facteur de sécurité (ou de la probabilité de non-rupture) |
| 4. Affichage des résultats | Niveaux et contours des déplacements<br>Niveaux et contours des contraintes<br>Impression du facteur de sécurité (ou de la probabilité de non-rupture) |

# 4. EXEMPLE: MODÉLISATION DES EXCAVATIONS DE LA ZONE 202 DU PREMIER BLOC MINIER

Pour reviser la méthodologie utilisée lors de l'étude, nous avons décidé de nous pencher sur un cas simple, qui illustre néanmoins toutes les étapes de la solution, et intègre les caractéristiques et les propriétés propres au massif de la mine Niobec.

## 4.1 Géométrie du secteur

### 4.1.1 Description du secteur

Le secteur considéré est celui de la lentille 202 et la partie est de la lentille 206. Ce secteur est situé à la limite sud du gisement, au contact avec la carbonatite de type C9. Cette dernière variété possède une hématisation très prononcée (Gagnon et Gendron, 1977, ref. 21). Le secteur correspond à une bande de carbonatite partiellement calcitique (faciès C3c); l'altération de cette zone est plus prononcée dans sa partie centrale. Un plan du secteur, montrant les contours de la minéralisation au niveau 300, est présenté à la figure 1. Deux (2) sections complètent la figure.

Le secteur est situé sous une couche de calcaire d'une épaisseur moyenne d'environ 75 mètres. La carbonatite s'élève au dessus du premier niveau sur une hauteur de 15 mètres environ. Le secteur couvert par la modélisation est celui compris entre les sections 241 + 00E et 248 + 00E, et 145 + 00N et 148 + 00N. Cinq (5) chantiers, les C-02-08, C-02-10, C-02-12, C-06-10, C-06-12, et trois (3) piliers, les T-02-10, T-02-12, et T-02-12a, sont représentés. Deux (2) de ces piliers, le T-02-10 et le T-02-12, sont minéralisés. Leur récupération éventuelle fait l'objet de la simulation. Le secteur défini est montré à la figure 2. Les chantiers et les piliers sont indiqués. L'origine pour fin de modélisation a été fixée au point 238 + 00E, 142 + 00N. Les coordonnées relatives des coins des chantiers et des piliers ont été mesurées à partir de cette origine.

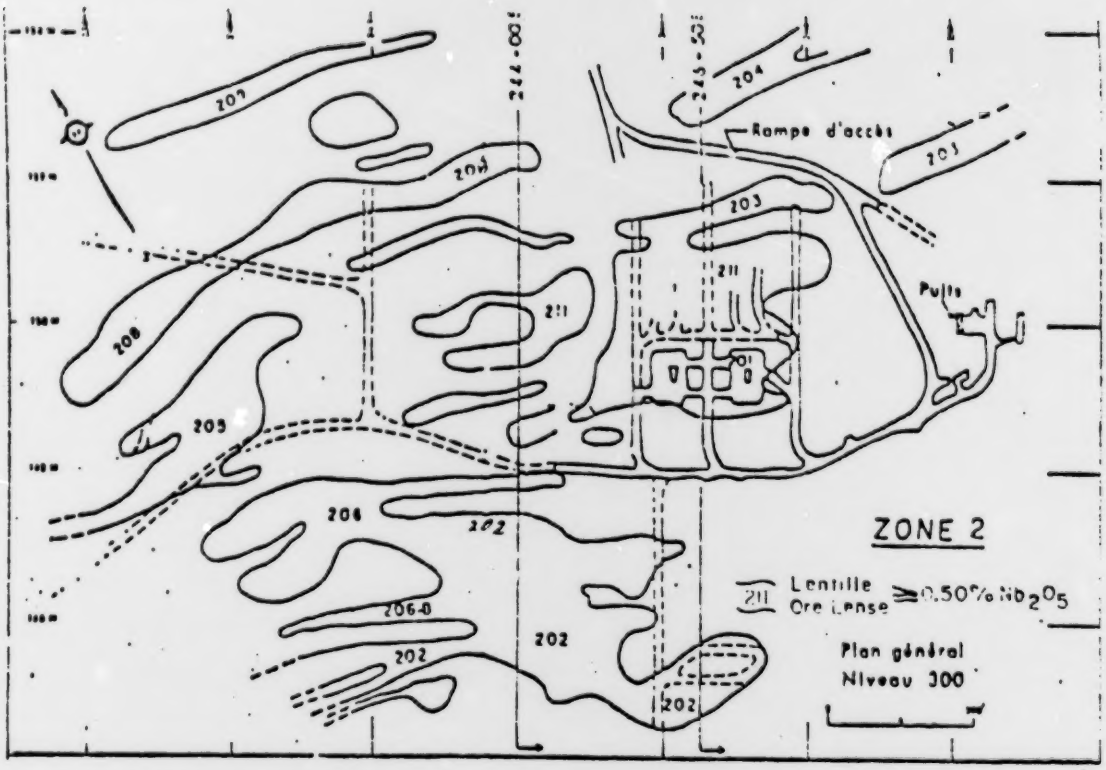



**Figure 1. Plan du secteur modélisé.**

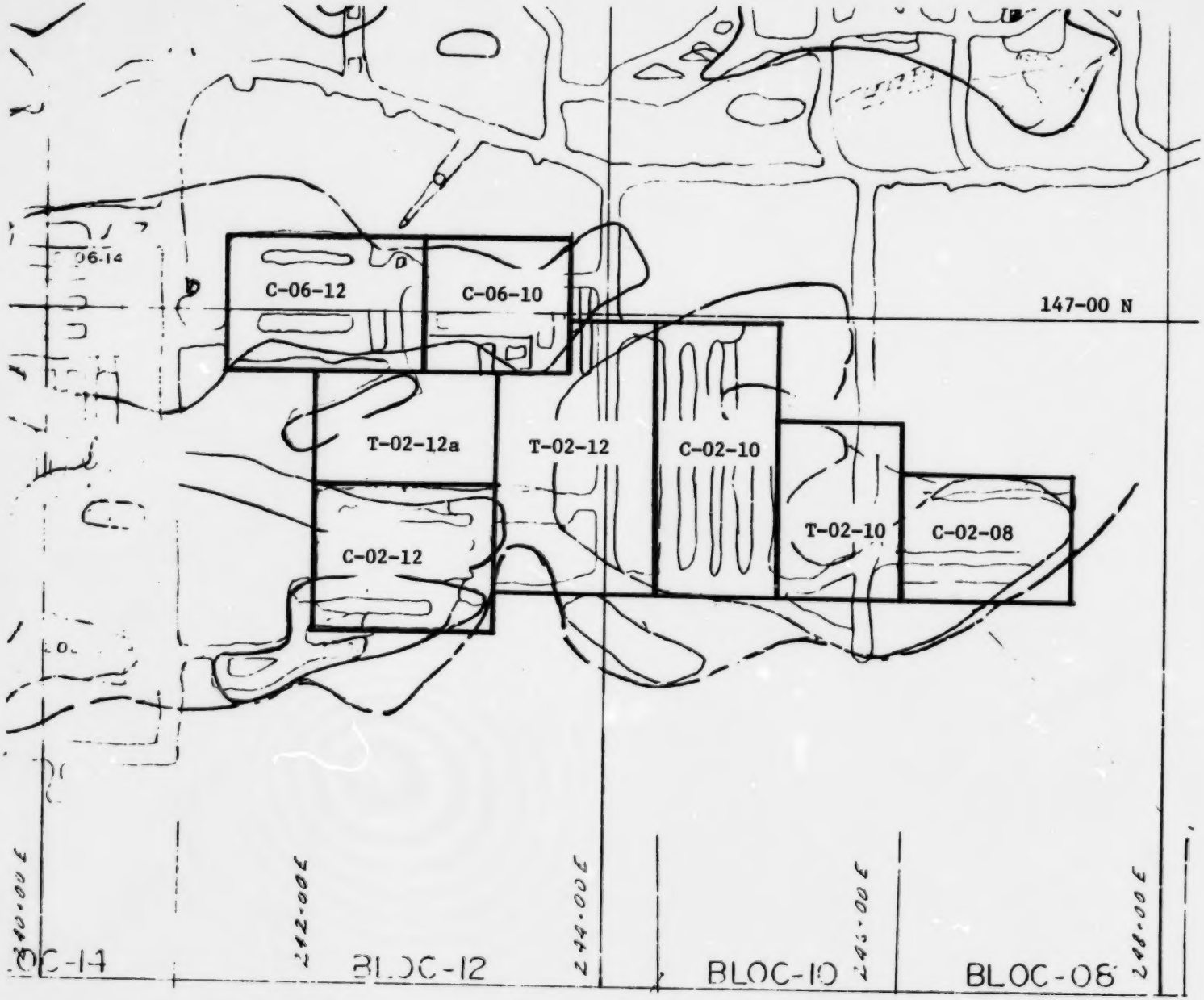



Figure 2. Plan idéalisé des excavations.

TABLEAU 3 - COORDONNÉES RELATIVES DES CHANTIERS ET DES PILIERS

| NO. UNITÉ | NO. CHANTIER/ PILIER | COIN SW (m) | COIN SE (m) | COIN NE (m) | COIN NW (m) |
|---|---|---|---|---|---|
| 1 | C-02-08 | 246.3, 88.4 | 285.0, 88.4 | 285.0, 120.4 | 246.3, 120.4 |
| 2 | T-02-10 | 219.5, 88.4 | 246.3, 88.4 | 246.3, 129.5 | 219.5, 129.5 |
| 3 | C-02-10 | 193.5, 88.4 | 219.5, 88.4 | 219.5, 150.9 | 193.5, 150.9 |
| 4 | T-02-12 | 157.9, 88.4 | 193.5, 88.4 | 193.5, 150.9 | 157.9, 138.7 |
| 5 | C-02-12 | 118.3, 83.8 | 157.9, 83.8 | 157.9, 115.8 | 118.3, 115.8 |
| 6 | T-02-12a | 118.3, 115.8 | 157.9, 115.8 | 157.9, 138.7 | 118.3, 138.7 |
| 7 | C-06-10 | 142.6, 138.7 | 179.8, 138.7 | 179.8, 169.2 | 142.6, 169.2 |
| 8 | C-06-12 | 98.1, 138.7 | 142.6, 138.7 | 142.6, 169.2 | 98.1, 169.2 |

Elles ont été converties en mètres pour uniformiser l'entrée des données. Elles sont compilées au tableau 3. Les fichiers des données constituent l'annexe 1.

### 4.1.2 Séquence de minage

À ce jour, tous les chantiers primaires ont été minés. On est ainsi rendu à la deuxième phase de l'extraction, où le retrait des piliers peut être envisagé. Comme mentionné plus haut, seuls les piliers T-02-10 et T-02-12 sont minéralisés et seront éventuellement extraits. La séquence de minage envisagée est la suivante:

Étape 1: Extraction des unités (1), (3), (5), (7) et (8),
Étape 2: Extraction de l'unité (4), et
Étape 3: Extraction de l'unité (2).

## 4.2 Propriétés utilisées

Le second groupe de données introduites lors de la modélisation correspond aux caractéristiques et aux propriétés des matériaux en place. À cet effet, le tenseur des contraintes naturelles a été déterminé par Arjang à l'automne 1985 (ref. 3), et les propriétés des matériaux, par Labrie, 1987 (ref. 5) et Bétournay et al., 1986 (ref. 6). Les propriétés déterminées en laboratoire ont été extrapolées à l'échelle du massif rocheux en utilisant les lois empiriques usuelles.

### 4.2.1 La loi de comportement

Le matériau est considéré élastique linéaire jusqu'à la rupture, où le critère de plasticité intervient et complète la définition.

Dans sa partie élastique, le matériau est représenté par son module de Young et son coefficient de Poisson. Quatre (4) matériaux ont été retenus dans la présente simulation: 1) la carbonatite calcitique intacte, 2) la carbonatite calcitique altérée, ces deux unités composent

TABLEAU 4 - MODULES DE DÉFORMATION DU MASSIF

| NO. UNITÉ | MATÉRIAU | E (GPa) | ν |
|---|---|---|---|
| (1) (2) (3) (7) (8) | C3c (i) | 58 | 0.28 |
| (4) (5) (6) | C3c (a) | 33 | 0.28 |
| Mur nord | C5 (i) | 45 | 0.29 |
| Mur sud | C9 | 45 | 0.29 |
| Calcaire | Ca | 30 | 0.25 |

Symboles: E Module de Young (i) Matériau intact
ν Coefficient de Poisson (a) Matériau altéré

les chantiers et les piliers, 3) la carbonatite du mur nord, carbonatite de type C5, et 4) la carbonatite hématisée de l'éponte sud.

Comme aucun échantillonnage ni essais n'ont été accomplis sur le dernier matériau, dans le cadre du présent programme, les propriétés déterminées pour la carbonatite de la zone 1 (faciès C3n) ont été utilisées. Cette substitution est d'après nous acceptable; elle pourra être modifiée si elle s'avérait non réaliste. Les modules de déformation retenus apparaissent au tableau 4.

### 4.2.2 Le critère de rupture

Le critère de rupture du matériau constitue l'expression de sa résistance. Deux (2) critères ont été retenus dans le cadre du présent rapport. Ce sont les critères de Mohr-Coulomb, avec comme paramètres la cohésion et l'angle de frottement interne, et de Hoek et Brown, où les paramètres sont les coefficients "m" et "s". La détermination de la résistance a été effectuée rigoureusement en laboratoire. Les résultats ont été interprétés. Des valeurs extrapolées au massif rocheux, utilisables lors de la conception, ont été proposées par Labrie, 1987 (ref. 5), et Yu et al., 1988 (ref. 19). Pour le bénéfice de l'étude et du lecteur intéressé, nous avons repris cette interprétation à la lumière des mises-à-jour proposées au critère de Hoek et Brown par leurs auteurs (1988, ref. 22). L'intérêt de la modification réside dans la proposition d'une résistance spécifique, qui tient compte de la perturbation imposée au massif par le sautage. Cette proposition est intéressante dans le cas de la pratique du sautage contrôlé par exemple, où il est possible de limiter l'endommagement imposé aux structures, et ainsi augmenter la stabilité des excavations. La résistance utilisée est alors celle du massif intact, non perturbé par le sautage. Les expressions proposées par Hoek et Brown sont données à l'annexe 2.

Les résistances adoptées dans le cadre de la présente simulation tiennent compte de cette proposition. Exprimées en termes des paramètres des critères de rupture, elles sont données au tableau 5.

| TABLEAU 5 - RÉSISTANCE MOYENNE DU MASSIF | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| NO. UNITÉ | MATÉRIAU | qc (MPa) | m | s | c (MPa) | Ø (°) |
| **MASSIF INTACT** | | | | | | |
| (1)(2)(3)(7)(8) | C3c (i) | 90 | 3.47 | 0.099 | 6.50 | 37 |
| (4)(5)(6) | C3c (a) | 60 | 3.67 | 0.099 | 4.55 | 36 |
| Mur nord | C5 (i) | 165 | 7.82 | 0.133 | 10.99 | 49 |
| Mur sud | C9 | 140 | 5.36 | 0.049 | 5.57 | 46 |
| Calcaire | Ca | 92 | 3.30 | 0.111 | 4.00 | 40 |
| **MASSIF PERTURBÉ** | | | | | | |
| (1)(2)(3)(7)(8) | C3c (i) | 90 | 1.65 | 0.031 | 4.04 | 33 |
| (4)(5)(6) | C3c (a) | 60 | 1.75 | 0.031 | 2.76 | 32 |
| Mur nord | C5 (i) | 165 | 4.09 | 0.048 | 7.02 | 46 |
| Mur sud | C9 | 140 | 2.04 | 0.011 | 3.08 | 41 |
| Calcaire | Ca | 92 | 3.30 | 0.111 | 4.00 | 40 |

Symboles:
- qc résistance moyenne en compression uniaxiale
- m,s coefficients du critère de Hoek et Brown
- c cohésion
- Ø angle de frottement interne
- (i) Matériau intact
- (a) Matériau altéré

### 4.2.3 La loi de contrainte

La loi de contrainte a été extraite des mesures de contraintes naturelles effectuées par Arjang au niveau 1000 à l'automne 1985 (ref. 3). Ces mesures ont été interprétées pour tenir compte de la partie tectonique et la partie gravitaire du tenseur des contraintes. Les valeurs retenues dans le cadre de la présente modélisation diffèrent quelque peu de celles utilisées antérieurement par Yu et al. (ref. 8-11), dans le cadre d'autres essais. Cette différence, laissée à la discrétion du modélisateur, provient du passage graduel d'un cadre régional à un cadre local de modélisation, et marque un écart par rapport aux tendances observées par Herget, 1988, ref. 23, en d'autres endroits du Bouclier canadien. Dans un contexte régional, le choix d'un tenseur moyen, plutôt qu'un tenseur montrant une différence de composantes plus prononcée, serait justifié. Ainsi, revenant au cadre local, la grandeur des composantes, tirées des mesures effectuées au niveau 1000, serait:

$\sigma_v$: 0.0268 MPa/m
$\sigma_x$: $\sigma_{EW}$ (MPa): $16.65 + 0.54\ \sigma_v$
$\sigma_y$: $\sigma_{NS}$ (MPa): $3.21 + 0.54\ \sigma_v$

Évaluées au niveau 600, le niveau de référence considéré lors de la modélisation, leurs valeurs seraient alors de:

$\sigma_v$ (183 m): 4.90 MPa
$\sigma_{EW}$ (183 m): 19.30 MPa
$\sigma_{NS}$ (183 m): 5.85 MPa

Le niveau de référence considéré correspond au plancher des excavations.

## 4.3 Modélisation des excavations

Les données du problème, géométrie du secteur, séquence de minage, et contraintes initiales, et les propriétés des matériaux, déformabilité et résistance, sont introduites à l'intérieur du logiciel de calcul pour obtenir la distribution des contraintes et des déplacements

engendrés par les excavations. Les prochains paragraphes font état des différentes étapes suivies.

### 4.3.1 Code numérique utilisé

Le logiciel PCEPFE, mis au point par Yu et Toews, 1988 (ref. 24), a été utilisé. Ce logiciel est un code numérique qui utilise la méthode des éléments finis et fait appel à une loi de comportement élasto-plastique. Le matériau est décrit par son module de Young et son coefficient de Poisson dans sa partie élastique. Le critère de Mohr-Coulomb est utilisé pour identifier le lieu d'entrée des éléments en plasticité. Une fois franchi le seuil, le matériau est alors considéré parfaitement plastique, c'est-à-dire sans perte de résistance ni changement de volume. Le programme a été développé par Sandhu et al., 1973 (ref. 25), à l'université d'Ohio State. La version utilisée est une version adaptée au micro-ordinateur par le CANMET (Yu et Toews, 1988, ref. 24).

### 4.3.2 Cadre de simulation

Le secteur décrit dans les sections précédentes a été soumis à la modélisation. Il a été découpé en éléments primaires, bidimensionnels, lesquels respectent la géométrie du problème et le format imposé par le programme. Ces éléments composent le diagramme de zone. Les frontières externes ont été éloignées des limites des excavations, de 500 mètres dans les directions nord et sud, et de 600 mètres dans les directions est et ouest, de façon à bien contenir les déplacements et les variations de contrainte entraînés par ces excavations. Une représentation du diagramme de zone est montrée à la figure 3. La grille détaillée constitue la figure 4.

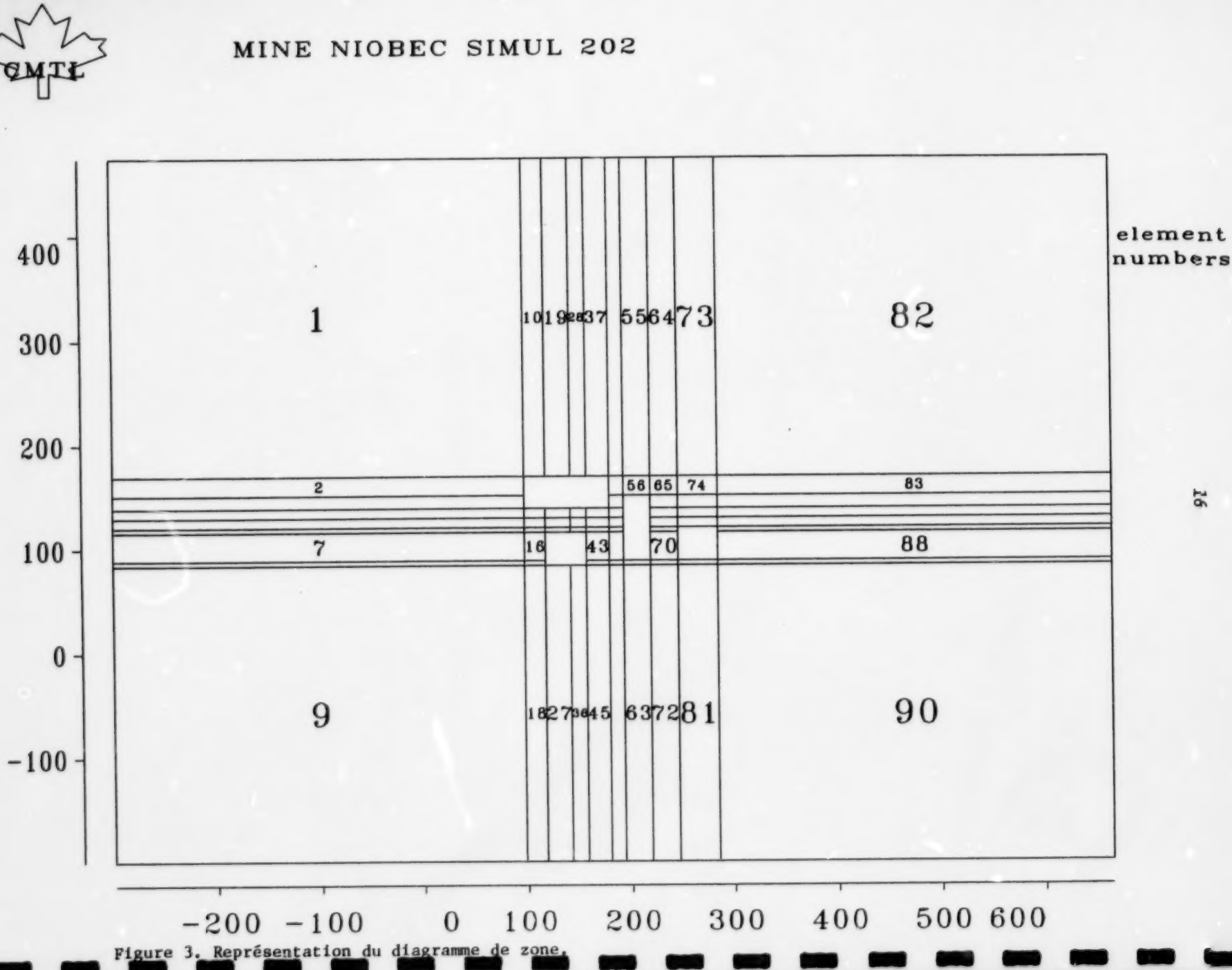



Figure 3. Représentation du diagramme de zone.

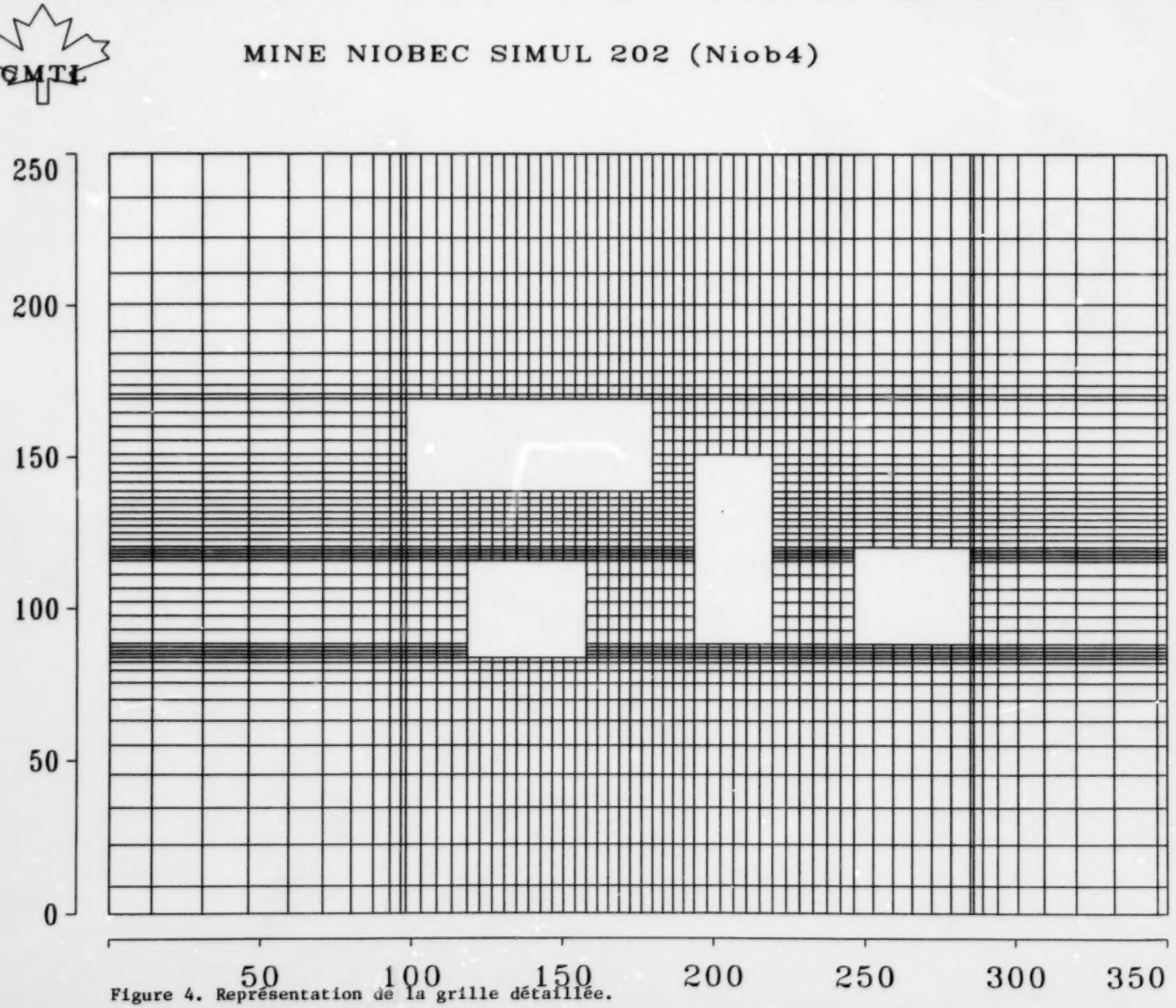



Figure 4. Représentation de la grille détaillée.

### 4.3.3 Entrée des données

La procédure d'entrée des données a été introduite et décrite en détail par Yu et Toews à l'intérieur de leur manuel d'usager (ref. 24). Le lecteur y trouvera la réponse à la majorité des questions que pose l'utilisation du logiciel PCEPFE dans sa version actuelle. Néanmoins, pour assister le lecteur dans sa compréhension, nous avons montré les fichiers de données, documentés, tels que fournis par l'opérateur au système, en respectant le format imposé par le programme. Ces fichiers composent l'annexe 1. Le diagramme de la répartition des différentes unités géologiques est montré à la figure 5.

## 4.4 Résultat de la simulation

Les résultats apparaissent aux annexes 3 à 5, où, pour chacune des étapes de minage, l'intensité et la direction des contraintes principales, le niveau des contraintes majeures et mineures, et la représentation des éléments rupturés sont montrés. Une évaluation du facteur de sécurité, qui tient compte du critère de rupture considéré et de l'état du massif, complète le contenu de ces annexes. Les figures montrent parfaitement l'évolution des zones de tension et de compression avec l'avance du minage. Ainsi, on peut remarquer l'accroissement de ces zones, notamment dans les murs nord et sud, au fur et à mesure que s'effectue le retrait des piliers. Les structures internes restantes, tel le pilier T-02-12a (non-minéralisé), et les autres angles morts deviennent cependant faiblement comprimés, et même légèrement tendus. Ces zones, si elles perdaient leur enchevêtrement, pourraient ajouter à la dilution. Nous revenons sur ces éléments à la section suivante.

## 4.5 Discussion

Nous avons retenu pour discussion les principaux éléments abordés précédemment, à savoir: (1) le cadre de simulation, (2) les niveaux de contrainte calculés, (3) les facteurs de sécurité calculés, (4) les paramètres utilisés, et (5) la séquence de minage envisagée.

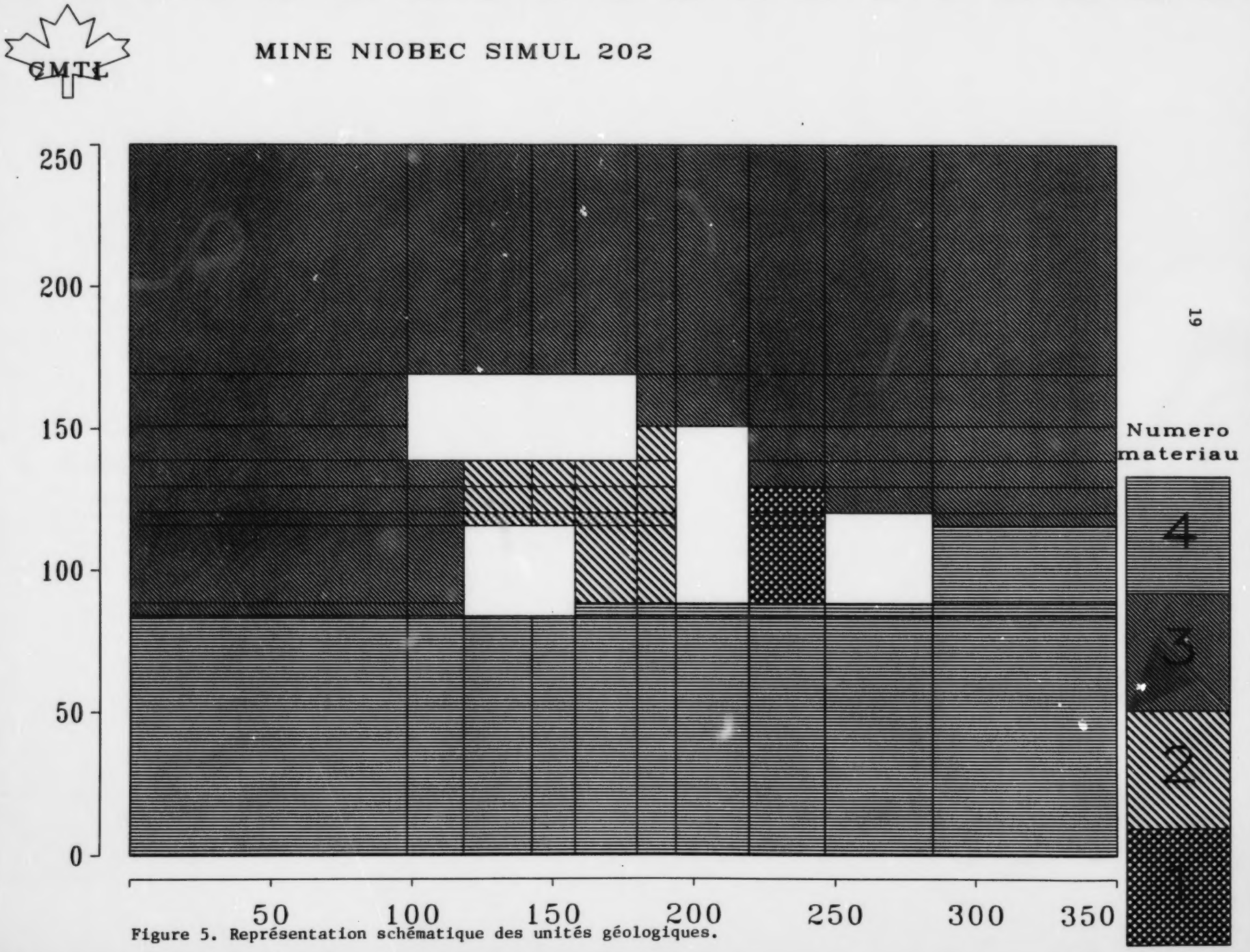



Figure 5. Représentation schématique des unités géologiques.

### 4.5.1 Cadre de simulation

Pour une raison de simplicité et pour ne pas alourdir inutilement la démonstration, la présente simulation a été effectuée en deux (2) dimensions, dans le plan du niveau 600, lequel constitue le plancher des excavations du premier bloc minier. Les chantiers sont considérés illimités dans le sens de la profondeur, aucun pilier horizontal n'étant représenté dans le modèle. Cette situation est extrême et représente de fait le cas où le pilier de sole, qui sépare le premier bloc minier du second, aurait été enlevé ou miné en même temps que les chantiers primaires. Cette situation n'est pas tout à fait conforme à la réalité, ni en accord avec les résultats précédents proposés par Yu et al., 1987 (ref. 10), montrant que la récupération du pilier horizontal devrait être la dernière étape de minage, de façon à éviter la relaxation et l'effritement des piliers transversaux. Partant de ce dernier résultat, lequel prouve bien l'utilité de procéder à une simulation de plus grande envergure en trois (3) dimensions, pour dégager les grandes lignes ou principes de minage dans un premier temps, on doit néanmoins reconnaître qu'une simulation de moindre envergure, en deux (2) dimensions, diminue considérablement la complexité des problèmes soumis, et réduit de façon considérable le temps de préparation des données et de calcul. Les résultats alors obtenus, lorsque replacés dans leur contexte, fournissent une réponse satisfaisante aux cas d'analyse soumis, d'envergure et de complexité reduites et d'application particulière. Le cas présent, où on veut étudier ou illustrer la distribution des contraintes autour des chantiers et dans les piliers, fournit un bon exemple. Le résultat obtenu constitue généralement une limite, supérieure en ce qui concerne des contraintes, et inférieure en ce qui concerne les facteurs de sécurité, de la solution. Les niveaux de contrainte et les facteurs de sécurité ainsi calculés sont donc habituellement sécuritaires.

### 4.5.2 Niveaux de contrainte calculés

Le niveau de contrainte moyen autour des excavations s'accroît légèrement avec l'avance du minage, passant pour la contrainte majeure, calculée sur le mur nord, d'un niveau moyen de 21 à 23 MPa, après le retrait du pilier T-02-12, et y demeure stable par après. La contrainte

majeure moyenne calculée sur le mur sud s'établit autour de 20 MPa. Concernant la contrainte mineure moyenne autour des excavations, elle s'établit respectivement à 2.0, 1.5 et 1.0 MPa, suivant les différentes étapes de minage. Au centre des piliers cependant, elle devient pratiquement nulle.

### 4.5.3 Facteurs de sécurité calculés

Si on adopte un critère de rupture de Mohr-Coulomb, représentatif du massif intact, le facteur de sécurité moyen, calculé au pourtour des excavations sur le mur nord, s'établit environ à 1.5, 1.4, et 1.4 pour les trois (3) situations simulées. Dans le cas où le massif est considéré perturbé par le sautage, ce facteur décroit à 1.3, 1.2, et 1.2 pour les trois (3) mêmes situations. Cette dernière observation met en lumière l'avantage d'utiliser une technique de sautage contrôlé et une séquence de tir appropriée, de façon à conserver au massif sa nature intacte originale. Cette observation s'applique également au minage éventuel des piliers. Si on reprend l'évaluation avec le critère de Hoek et Brown, on obtient une valeur de 1.3 dans le cas du massif intact, et de 1.2 dans le cas du massif perturbé. Cette valeur change peu avec l'avancement du minage. Le facteur de sécurité au centre des pilliers transversaux avoisine le plus souvent 1.0, notamment dans le cas du massif perturbé, et après le retrait du pilier T-02-12. Encore une fois, ce résultat constituerait une limite inférieure. Cette évaluation est pratiquement indépendante du critère de rupture considéré. Ce résultat invite donc à la prudence dans le retrait de ces piliers. Le facteur de sécurité calculé sur le mur sud est inférieur d'environ 20% à celui calculé sur le mur nord, en raison de la résistance plus faible du matériau. Le critère de plasticité utilisé demeure le critère de Mohr-Coulomb pour le massif intact dans tous les cas. Des détails sur le calcul du facteur de sécurité et sa signification sont donnés à l'annexe 6.

### 4.5.4 Paramètres utilisés

Nous n'avons pas discuté jusqu'à présent des paramètres utilisés lors de la simulation. Les paramètres proviennent des résultats des essais effectués en laboratoire, extrapolés au massif rocheux en utilisant les

expressions proposées par Hoek et Brown pour tenir compte de l'effet d'échelle (voir annexe 2). L'échantillonnage avait été fait sur un forage implanté dans la zone 201, à la hauteur du pilier horizontal (niveau 600) dans un matériau similaire à celui de la zone 202. De plus, des relevés structuraux, lesquels fournissent les données pour le calcul des facteurs d'extrapolation, avaient été effectués dans le secteur. Si, d'une part, d'un point de vue purement géologique ou géostructural, ceci semble fort acceptable, d'autre part, d'un côté statistique ou probabilistique, on doit rappeler que:(1) l'hétérogénéité demeure le propre des massifs rocheux, plus spécifiquement des massifs minéralisés, et (2) le nombre d'échantillons disponsibles et d'essais réalisés est généralement réduit, en raison de contraintes financières notamment. Ce dernier argument démontre bien la pertinence de la dernière étape du processus de conception, le suivi des excavations. Cette procédure est la seule façon de confirmer les résultats prédits par le modèle et juger de la validité des paramètres utilisés lors du calcul. Ainsi, un minimum de relevés et de mesures en chantier s'impose. Concernant les critères de rupture considérés, les paramètres du critère de Mohr-Coulomb ont été déduits des cercles de contrainte, générés en faisant appel au critère de Hoek et Brown équivalent, représentatif des conditions de massif intact et perturbé. Les résultats obtenus en utilisant les deux critères sont donc très voisins. Toutefois, une différence réside dans la délimitation des zones éventuelles de rupture en tension, où le critère de Hoek et Brown est nettement plus sévère, jusqu'à sous-estimer la résistance en tension des massifs continus ou quasi-continus. Ainsi, dans ce cas, au risque d'expérimenter une dilution plus élevée que prévue, on préférera parfois utiliser le critère de Mohr-Coulomb. Quant au tenseur de contrainte retenu pour le calcul, celui-ci est le fruit d'une interprétation des mesures effectuées par Arjang au niveau 1000 à l'automne 1985 (ref. 3). Parmi les raisons énoncées précédemment pour justifier l'utilisation de ce tenseur, on notera la proximité du point de mesure par rapport au secteur considéré. Concernant les résultats obtenus dans ces conditions, ils sont très similaires à ceux obtenus par Yu et al. dans leurs simulations (ref. 9-11). Ceci semble montrer que, compte-tenu de la profondeur des excavations, de leur géométrie, et des propriétés des matériaux en place, la grandeur des contraintes n'est pas suffisamment élevée pour entraîner

l'instabilité marquée des excavations, et par conséquent leur niveau n'est donc pas critique. Les instabilités seraient alors restreintes aux parois immédiates des chantiers et aux coins les plus sollicités. Cependant, les piliers sont susceptibles de subir une certaine relaxation, et même une perte de résistance dans le cas où le sautage aura été trop violent.

### 4.5.5 Séquence de minage envisagée

La présente simulation voulait examiner les conditions de stabilité des chantiers de la zone 202 devant la possibilité du retrait éventuel des piliers T-02-12 et T-02-10. Le scénario soumis par l'exploitant, où le pilier T-02-12 sera récupéré le premier, ne semble pas poser de problèmes majeurs dans le cas où le massif est conservé intact. L'exploitation des chantiers primaires provoque la relaxation des piliers et le facteur de sécurité au centre de ces derniers avoisine le plus souvent l'unité. Quelques ruptures locales pourraient alors être rencontrées. La récupération des piliers ne semble cependant pas provoquer de redistribution excessive des contraintes dans le secteur. Les zones de rupture potentielle sont plutôt limitées. Le niveau de contrainte dans le pilier T-02-10 est peu affecté par le retrait du pilier T-02-12. Sa récupération éventuelle devrait poser peu de problèmes également. Le pilier T-02-12a a cependant été complétement relaxé. Son intégrité demeure difficile à prédire. Il pourrait alors ajouter à la dilution.

## 5. CONCLUSION

Pour compléter les travaux et l'étude menés sur le site de la mine Niobec depuis l'automne 1985, nous avons voulu ajouter un supplément sur la conception des excavations. Celui-ci permettrait à l'exploitant de saisir clairement le cheminement emprunté lors de la conduite de l'étude, vérifier ou détailler quelques résultats obtenus, et au besoin ajouter quelques simulations à celles existantes. Après avoir passé en revue les différentes étapes de la conception des excavations minières et leur modélisation, nous avons fait appel à un cas simple pour illustrer le cheminement proposé. L'exemple fourni est relié au secteur de la zone 202 et 206, restreint au premier bloc minier à l'est de la section 241 + 00E. Les résultats obtenus sont intéressants à plus d'un égard.

(1) Bien qu'elle tient compte de la contrainte verticale existante, la modélisation a été réduite à deux (2) dimensions, définies par le plan horizontal. Si l'emploi de cette procédure fait abstraction des limites des excavations dans la direction verticale, en contrepartie son utilisation permet de représenter simplement et rapidement des problèmes de géométrie originalement complexe. Les résultats obtenus constituent généralement une limite supérieure (contraintes) ou inférieure (facteurs de sécurité) de la solution vraie. Cette représentation est donc sécuritaire.

(2) Compte-tenu du tenseur de contrainte introduit dans le calcul, les niveaux de contrainte moyen autour des excavations varient de 20 à 25 MPa pour la contrainte majeure, et de 1.0 à 2.0 MPa pour la contrainte mineure. Les zones de contrainte élevée sont situées aux coins des chantiers tandis que les zones de faible contrainte sont obtenues au milieu des parois et au centre des piliers. Ces zones sont donc les plus susceptibles d'être touchées par quelque rupture locale éventuelle. En raison du faible état de contrainte des piliers, leur minage pourrait entrainer quelques problèmes. Quant à elles, les excavations sont généralement stables.

(3) Le facteur de sécurité moyen autour des excavations varie autour de 1.4, si on adopte un critère de rupture de massif intact, et de 1.2, si le massif est considéré perturbé par le minage. Ces facteurs sont représentatifs des conditions de stabilité qui prévalent actuellement dans le secteur.

(4) Les propriétés utilisées lors de la modélisation proviennent de l'interprétation des résultats des essais en laboratoire et des mesures in-situ, et se veulent également représentatives des caractéristiques des matériaux en place. Le choix de considérer le massif dans son état intact ou perturbé modifie sensiblement le résultat de calcul du facteur de sécurité. Ceci nous sensibilise à l'utilité, voire la nécessité, d'éviter l'endommagement du massif lors des sautages.

(5) La séquence de minage simulée est celle proposée par l'exploitant, basée sur des considérations économiques et opérationnelles. Le résultat de la simulation montre que ce scénario ne semble pas poser de problèmes immédiats, si ce n'est au niveau de la récupération éventuelle des piliers, en raison de leur faible état de contrainte. La stabilité apportée à la structure par la présence du pilier horizontal, situé entre les deux blocs miniers, ajoute à cette constatation. Comme démontré par les résultats récents fournis par Yu et al. (ref. 10-11), la récupération de ce pilier ne devrait être considérée qu'en dernière phase de minage.

## RÉFÉRENCES


1. Labrie, D., Bétournay, M.C., 1989. "Etude de stabilité à la mine Niobec: Rapport final, 1. Sommaire de l'étude"; Rapport de division MRL 89-80 (TR), Laboratories de recherche minière, CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada, Ottawa, 17 p.

2. Bétournay, M.C., Labrie, D., 1989. "Étude de stabilité à la mine Niobec: Rapport final, 2. Synthèse de l'étude"; Rapport de division MRL 88-81(TR), Laboratoires de recherche minière, CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada, Ottawa, à paraître.

3. Arjang, B., 1989. "Field stress determination at the Niobec mine, Chicoutimi, Québec"; Division Report MRL 87-15(TR), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 16 p. + appendix.

4. Labrie, D., 1989. "Étude de stabilité à la mine Niobec: Investigations géomécaniques et relevés structuraux"; Rapport de division MRL 89-11(TR), Laboratoires de recherche minière, CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada, Ottawa, à paraître.

5. Labrie, D., 1987. "Étude de stabilité à la mine Niobec: Supplément no. 4, essais de laboratoire"; Projet STM-526, Centre de recherches minérales, Ministère de l'Énergie et des Ressources (Mines), Sainte-Foy (Québec), 54 p. + annexes.

6. Bétournay, M.C., Gorski, B., Situm, M., 1986. "Tétrauville limestone of the Niobec crown pillars comparison of strength and deformation properties from various tests"; Divison Report M&ET/MRL 86-144(TR), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Ottawa, Canada, 14 p.

7. Gorski, B., 1986. "Uniaxial strength determinations of Niobec mine rocks"; Division Report M&ET/MRL 86-116(INT), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 5 p. + appendix.

8. Yu, Y.S., Vongpaisal, S., Toews, N.A., Wong, A.S., 1986. "A preliminary stability assessment of C-102-23 stope of the Niobec mine under gravitational loading"; Division Report M&ET/MRL 86-97(TR), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 33 p. + appendix.

9. Yu, Y.S., Vongpaisal, S., Wong, A.S., Toews, N.A., 1986. "Stability assessment of C-102-23 stope of the Niobec mine under tectonic stresses - part II"; Division Report M&ET/MRL 86-145(TR), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 20 p.

10. Yu, Y.S., Wong, A.S., Vongpaisal, S., Toews, N.A., 1987. "Stability assessment of S-L-102-17 sill pillar of the Niobec mine, Chicoutimi, Québec - part III"; Division Report MRL 87-96(TR), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 38 p. + appendix.

11. Yu, Y.S., Wong, A.S., Toews, N.A., 1988. "Stability assessment of S-L-102-19/S-102-21 sill pillars and adjacent stopes of the Niobec mine, Chicoutimi, Québec - part IV"; Division Report MRL 88-101(TR), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 31 p.

12. Bétournay, M.C., Thivierge, S., 1986. "The Niobec mine: A case study of surface crown pillars"; Division Report M&ET/MRL 86-95(OP,J), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 27 p.

13. Bétournay, M.C., Yu, Y.S., Thivierge, S., 1986. "A case study of surface crown pillars: The Niobec mine"; Division Report MRL 87-104(OP,J), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 14 p.

14. Labrie, D., Grenier, R.A., 1988. "Suivi des excavations de la zone 203 à la mine Niobec, résultats de mesure"; Rapport de division MRL 88-11(TR), Laboratoires de recherche minière, CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada, Ottawa, 14 p. + appendix.

15. Herget, G., Kapeller, F., 1987. "Monitoring of borehole deformation at Niobec mine, a progress report"; Division Report MRL 87-6(TR), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 19 p.

16. Herget, G., Kapeller, F., 1988. "Monitoring equipment for mining induced stresses at Niobec mine"; Division Report MRL 88-29(OP), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 10 p.

17. Labrie, D., Closset, L., 1985. "Rétroanalyse des excavations de la zone 203 à la mine Niobec"; Rapport de division MRL 89-12(TR), Laboratoires de recherche minière, CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada, Ottawa, à paraître.

18. Labrie, D., 1986. "Étude de stabilité à la mine Niobec: Rapport d'étape"; Projet STM-526, Centre de recherches minérales, Ministère de l'Énergie et des Ressources (Mines), Sainte-Foy (Québec), 46 p. + annexes.

19. Yu, Y.S., Bétournay, M.C., Larocque, G.E., Thivierge, S., 1988. "Pillar and stope stability assessment of the Niobec mine using three-dimensional finite element techniques"; Division Report MRL 88-68(OPJ), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 10 p.

20. Bieniawski, Z.T., 1984. "Rock mechanics design in mining and tunnelling"; A.A. Balkena, Rotterdam, pp. 33-53.

21. Gagnon, G., Gendron, L.A., 1977. "The geology and current development of the Saint-Honoré niobium (columbium) deposits"; 79ème Congrès général annuel de l'ICM, 34 p.

22. Hoek, E., Brown, E.T., 1988. "The Hoek-Brown failure criterion - a 1988 update"; 15th Canadian Rock Mechanics Symposium, University of Toronto, October 3-4, pp. 31-38.

23. Herget, G., 1987. "Stress assumptions for underground excavations in the Canadian Shield"; Int. J. Rock Mech. Min. Sc., Vol. 24, No. 1, pp. 95-97.

24. Yu, Y.S., Toews, N.A., 1988. "PCEPFE user's guide - a 2D elastic-plastic finite element stress analysis package using a personal computer (PC version 1.0, 1988)"; Division Report MRL 88-95(TR), Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, 47 p. + appendix.

25. Sandhu, R.S., Wu, T.H., Hooper, J.R., 1973. "Stress, deformation and progresses failure of non-homogenous fissured rock", OSURF-3177-73-IF, Vol. 1 et 2, The Ohio State University.

# ANNEXE 1

# FICHIERS DES DONNÉES

```
1       'MINE NIOBEC SIMUL 202'
2        152   71    9   10    3    0
3          7    2    2    1    2    1    3    1    7
4          7    2    3    2    3    2    3    3    3    7
5          1    3 -300.0 -200.0
6          2    2   98.1 -200.0
7          3    2  118.3 -200.0
8          4    2  142.6 -200.0
9          5    2  157.9 -200.0
10         6    2  179.8 -200.0
11         7    2  193.5 -200.0
12         8    2  219.5 -200.0
13         9    2  246.3 -200.0
14        10    2  285.0 -200.0
15        11    2  665.8 -200.0
16        12    1 -300.0   83.8
17        13    0   98.1   83.8
18        14    0  118.3   83.8
19        15    0  142.6   83.8
20        16    0  157.9   83.8
21        17    0  179.8   83.8
22        18    0  193.5   83.8
23        19    0  219.5   83.8
24        20    0  246.3   83.8
25        21    0  285.0   83.8
26        22    0  665.8   83.8
27        23    1 -300.0   88.4
28        24    0   98.1   88.4
29        25    0  118.3   88.4
30        26    0  142.6   88.4
31        27    0  157.9   88.4
32        28    0  179.8   88.4
33        29    0  193.5   88.4
34        30    0  219.5   88.4
35        31    0  246.3   88.4
36        32    0  285.0   88.4
37        33    0  665.8   88.4
38        34    1 -300.0  115.8
39        35    0   98.1  115.8
40        36    0  118.3  115.8
41        37    0  142.6  115.8
42        38    0  157.9  115.8
43        39    0  179.8  115.8
44        40    0  193.5  115.8
45        41    0  219.5  115.8
46        42    0  246.3  115.8
47        43    0  285.0  115.8
48        44    0  665.8  115.8
49        45    1 -300.0  120.4
50        46    0   98.1  120.4
51        47    0  118.3  120.4
52        48    0  142.6  120.4
53        49    0  157.9  120.4
54        50    0  179.8  120.4
55        51    0  193.5  120.4
56        52    0  219.5  120.4
57        53    0  246.3  120.4
58        54    0  285.0  120.4
59        55    0  665.8  120.4
60        56    1 -300.0  129.5
61        57    0   98.1  129.5
62        58    0  118.3  129.5
63        59    0  142.6  129.5
64        60    0  157.9  129.5
65        61    0  179.8  129.5
66        62    0  193.5  129.5
67        63    0  219.5  129.5
68        64    0  246.3  129.5
69        65    0  285.0  129.5
70        66    0  665.8  129.5
71        67    1 -300.0  138.7
72        68    0   98.1  138.7
73        69    0  118.3  138.7
74        70    0  142.6  138.7
75        71    0  157.9  138.7
76        72    0  179.8  138.7
77        73    0  193.5  138.7
78        74    0  219.5  138.7
79        75    0  246.3  138.7
80        76    0  285.0  138.7
```

Titre de la simulation
Groupe A
Entrée des paramètres du maillage
Groupe B
Entrée des points nodaux

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| 81 | 77 | 0 | 665.8 | 138.7 |
| 82 | 78 | 1 | -300.0 | 150.9 |
| 83 | 79 | 0 | 98.1 | 150.9 |
| 84 | 80 | 0 | 118.3 | 150.9 |
| 85 | 81 | 0 | 142.6 | 150.9 |
| 86 | 82 | 0 | 157.9 | 150.9 |
| 87 | 83 | 0 | 179.8 | 150.9 |
| 88 | 84 | 0 | 193.5 | 150.9 |
| 89 | 85 | 0 | 219.5 | 150.9 |
| 90 | 86 | 0 | 246.3 | 150.9 |
| 91 | 87 | 0 | 285.0 | 150.9 |
| 92 | 88 | 0 | 665.8 | 150.9 |
| 93 | 89 | 1 | -300.0 | 169.2 |
| 94 | 90 | 0 | 98.1 | 169.2 |
| 95 | 91 | 0 | 118.3 | 169.2 |
| 96 | 92 | 0 | 142.6 | 169.2 |
| 97 | 93 | 0 | 157.9 | 169.2 |
| 98 | 94 | 0 | 179.8 | 169.2 |
| 99 | 95 | 0 | 193.5 | 169.2 |
| 100 | 96 | 0 | 219.5 | 169.2 |
| 101 | 97 | 0 | 246.3 | 169.2 |
| 102 | 98 | 0 | 285.0 | 169.2 |
| 103 | 99 | 0 | 665.8 | 169.2 |
| 104 | 100 | 1 | -300.0 | 474.3 |
| 105 | 101 | 0 | 98.1 | 474.3 |
| 106 | 102 | 0 | 118.3 | 474.3 |
| 107 | 103 | 0 | 142.6 | 474.3 |
| 108 | 104 | 0 | 157.9 | 474.3 |
| 109 | 105 | 0 | 179.8 | 474.3 |
| 110 | 106 | 0 | 193.5 | 474.3 |
| 111 | 107 | 0 | 219.5 | 474.3 |
| 112 | 108 | 0 | 246.3 | 474.3 |
| 113 | 109 | 0 | 285.0 | 474.3 |
| 114 | 110 | 0 | 665.8 | 474.3 |
| 115 | 111 | 1 | -300.0 | 9.0 |
| 116 | 112 | 0 | 98.1 | 9.0 |
| 117 | 113 | 0 | 118.3 | 9.0 |
| 118 | 114 | 0 | 142.6 | 9.0 |
| 119 | 115 | 0 | 157.9 | 9.0 |
| 120 | 116 | 0 | 179.8 | 9.0 |
| 121 | 117 | 0 | 193.5 | 9.0 |
| 122 | 118 | 0 | 219.5 | 9.0 |
| 123 | 119 | 0 | 246.3 | 9.0 |
| 124 | 120 | 0 | 285.0 | 9.0 |
| 125 | 121 | 0 | 665.8 | 9.0 |
| 126 | 122 | 1 | -300.0 | 250.0 |
| 127 | 123 | 0 | 98.1 | 250.0 |
| 128 | 124 | 0 | 118.3 | 250.0 |
| 129 | 125 | 0 | 142.6 | 250.0 |
| 130 | 126 | 0 | 157.9 | 250.0 |
| 131 | 127 | 0 | 179.8 | 250.0 |
| 132 | 128 | 0 | 193.5 | 250.0 |
| 133 | 129 | 0 | 219.5 | 250.0 |
| 134 | 130 | 0 | 246.3 | 250.0 |
| 135 | 131 | 0 | 285.0 | 250.0 |
| 136 | 132 | 0 | 665.8 | 250.0 |
| 137 | 133 | 2 | -5.0 | -200.0 |
| 138 | 134 | 0 | -5.0 | 83.8 |
| 139 | 135 | 0 | -5.0 | 88.4 |
| 140 | 136 | 0 | -5.0 | 115.8 |
| 141 | 137 | 0 | -5.0 | 120.4 |
| 142 | 138 | 0 | -5.0 | 129.5 |
| 143 | 139 | 0 | -5.0 | 138.7 |
| 144 | 140 | 0 | -5.0 | 150.9 |
| 145 | 141 | 0 | -5.0 | 169.2 |
| 146 | 142 | 0 | -5.0 | 474.3 |
| 147 | 143 | 2 | 381.0 | -200.0 |
| 148 | 144 | 0 | 381.0 | 83.8 |
| 149 | 145 | 0 | 381.0 | 88.4 |
| 150 | 146 | 0 | 381.0 | 115.8 |
| 151 | 147 | 0 | 381.0 | 120.4 |
| 152 | 148 | 0 | 381.0 | 129.5 |
| 153 | 149 | 0 | 381.0 | 138.7 |
| 154 | 150 | 0 | 381.0 | 150.9 |
| 155 | 151 | 0 | 381.0 | 169.2 |
| 156 | 152 | 0 | 381.0 | 474.3 |

| | | | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 157 | 1 | 100 | 89 | 90 | 101 | 122 | 141 | 123 | 142 | 3 | 0 | 1 | |
| 158 | 4 | | 5.85 | | 5.85 | | | | | | | | |
| 159 | 2 | 89 | 78 | 79 | 90 | 0 | 140 | 0 | 141 | 3 | 0 | 0 | |
| 160 | 3 | 78 | 67 | 68 | 79 | 0 | 139 | 0 | 140 | 3 | 0 | 0 | |

Groupe C
Entrée des éléments non-vides

| | | | | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 161 | 4 | 67 | 56 | 57 | 68 | 0 | 138 | 0 | 139 | 3 | 0 | 0 |
| 162 | 5 | 56 | 45 | 46 | 57 | 0 | 137 | 0 | 138 | 3 | 0 | 0 |
| 163 | 6 | 45 | 34 | 35 | 46 | 0 | 136 | 0 | 137 | 3 | 0 | 0 |
| 164 | 7 | 34 | 23 | 24 | 35 | 0 | 135 | 0 | 136 | 3 | 0 | 0 |
| 165 | 8 | 23 | 12 | 13 | 24 | 0 | 134 | 0 | 135 | 3 | 0 | 0 |
| 166 | 9 | 12 | 1 | 2 | 13 | 111 | 133 | 112 | 134 | 4 | 0 | 0 |
| 167 | 10 | 101 | 90 | 91 | 102 | 123 | 0 | 124 | 0 | 3 | 0 | 1 |
| 168 | 4 | | 5.85 | | 5.85 | | | | | | | |
| 169 | 13 | 68 | 57 | 58 | 69 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 170 | 14 | 57 | 46 | 47 | 58 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 171 | 15 | 46 | 35 | 36 | 47 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 172 | 16 | 35 | 24 | 25 | 36 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 173 | 17 | 24 | 13 | 14 | 25 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 174 | 18 | 13 | 2 | 3 | 14 | 112 | 0 | 113 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 175 | 19 | 102 | 91 | 92 | 103 | 124 | 0 | 125 | 0 | 3 | 0 | 1 |
| 176 | 4 | | 5.85 | | 5.85 | | | | | | | |
| 177 | 22 | 69 | 58 | 59 | 70 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 0 | 0 |
| 178 | 23 | 58 | 47 | 48 | 59 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 0 | 0 |
| 179 | 24 | 47 | 36 | 37 | 48 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 0 | 0 |
| 180 | 27 | 14 | 3 | 4 | 15 | 113 | 0 | 114 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 181 | 28 | 103 | 92 | 93 | 104 | 125 | 0 | 126 | 0 | 3 | 0 | 1 |
| 182 | 4 | | 5.85 | | 5.85 | | | | | | | |
| 183 | 31 | 70 | 59 | 60 | 71 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 0 | 0 |
| 184 | 32 | 59 | 48 | 49 | 60 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 0 | 0 |
| 185 | 33 | 48 | 37 | 38 | 49 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 0 | 0 |
| 186 | 36 | 15 | 4 | 5 | 16 | 114 | 0 | 115 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 187 | 37 | 104 | 93 | 94 | 105 | 126 | 0 | 127 | 0 | 3 | 0 | 1 |
| 188 | 4 | | 5.85 | | 5.85 | | | | | | | |
| 189 | 40 | 71 | 60 | 61 | 72 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 2 | 0 |
| 190 | 41 | 60 | 49 | 50 | 61 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 2 | 0 |
| 191 | 42 | 49 | 38 | 39 | 50 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 2 | 0 |
| 192 | 43 | 38 | 27 | 28 | 39 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 2 | 0 |
| 193 | 44 | 27 | 16 | 17 | 28 | 0 | 0 | 0 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 194 | 45 | 16 | 5 | 6 | 17 | 115 | 0 | 116 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 195 | 46 | 105 | 94 | 95 | 106 | 127 | 0 | 128 | 0 | 3 | 0 | 1 |
| 196 | 4 | | 5.85 | | 5.85 | | | | | | | |
| 197 | 47 | 94 | 83 | 84 | 95 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 198 | 48 | 83 | 72 | 73 | 84 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 2 | 0 |
| 199 | 49 | 72 | 61 | 62 | 73 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 2 | 0 |
| 200 | 50 | 61 | 50 | 51 | 62 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 2 | 0 |
| 201 | 51 | 50 | 39 | 40 | 51 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 2 | 0 |
| 202 | 52 | 39 | 28 | 29 | 40 | 0 | 0 | 0 | 0 | 2 | 2 | 0 |
| 203 | 53 | 28 | 17 | 18 | 29 | 0 | 0 | 0 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 204 | 54 | 17 | 6 | 7 | 18 | 116 | 0 | 117 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 205 | 55 | 106 | 95 | 96 | 107 | 128 | 0 | 129 | 0 | 3 | 0 | 1 |
| 206 | 4 | | 5.85 | | 5.85 | | | | | | | |
| 207 | 56 | 95 | 84 | 85 | 96 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 208 | 62 | 29 | 18 | 19 | 30 | 0 | 0 | 0 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 209 | 63 | 18 | 7 | 8 | 19 | 117 | 0 | 118 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 210 | 64 | 107 | 96 | 97 | 108 | 129 | 0 | 130 | 0 | 3 | 0 | 1 |
| 211 | 4 | | 5.85 | | 5.85 | | | | | | | |
| 212 | 65 | 96 | 85 | 86 | 97 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 213 | 66 | 85 | 74 | 75 | 86 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 214 | 67 | 74 | 63 | 64 | 75 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 215 | 68 | 63 | 52 | 53 | 64 | 0 | 0 | 0 | 0 | 1 | 3 | 0 |
| 216 | 69 | 52 | 41 | 42 | 53 | 0 | 0 | 0 | 0 | 1 | 3 | 0 |
| 217 | 70 | 41 | 30 | 31 | 42 | 0 | 0 | 0 | 0 | 1 | 3 | 0 |
| 218 | 71 | 30 | 19 | 20 | 31 | 0 | 0 | 0 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 219 | 72 | 19 | 8 | 9 | 20 | 118 | 0 | 119 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 220 | 73 | 108 | 97 | 98 | 109 | 130 | 0 | 131 | 0 | 3 | 0 | 1 |
| 221 | 4 | | 5.85 | | 5.85 | | | | | | | |
| 222 | 74 | 97 | 86 | 87 | 98 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 223 | 75 | 86 | 75 | 76 | 87 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 224 | 76 | 75 | 64 | 65 | 76 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 225 | 77 | 64 | 53 | 54 | 65 | 0 | 0 | 0 | 0 | 3 | 0 | 0 |
| 226 | 80 | 31 | 20 | 21 | 32 | 0 | 0 | 0 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 227 | 81 | 20 | 9 | 10 | 21 | 119 | 0 | 120 | 0 | 4 | 0 | 0 |
| 228 | 82 | 109 | 98 | 99 | 110 | 131 | 151 | 132 | 152 | 3 | 0 | 2 |
| 229 | 3 | | 19.30 | | 19.30 | | | | | | | |
| 230 | 4 | | 5.85 | | 5.85 | | | | | | | |
| 231 | 83 | 98 | 87 | 88 | 99 | 0 | 150 | 0 | 151 | 3 | 0 | 1 |
| 232 | 3 | | 19.30 | | 19.30 | | | | | | | |
| 233 | 84 | 87 | 76 | 77 | 88 | 0 | 149 | 0 | 150 | 3 | 0 | 1 |
| 234 | 3 | | 19.30 | | 19.30 | | | | | | | |
| 235 | 85 | 76 | 65 | 66 | 77 | 0 | 148 | 0 | 149 | 3 | 0 | 1 |
| 236 | 3 | | 19.30 | | 19.30 | | | | | | | |
| 237 | 86 | 65 | 54 | 55 | 66 | 0 | 147 | 0 | 148 | 3 | 0 | 1 |
| 238 | 3 | | 19.30 | | 19.30 | | | | | | | |
| 239 | 87 | 54 | 43 | 44 | 55 | 0 | 146 | 0 | 147 | 3 | 0 | 1 |
| 240 | 3 | | 19.30 | | 19.30 | | | | | | | |

```
241      88   43   32   33   44    0  145    0  146    4    0    1
242       3     19.30     19.30
243      89   32   21   22   33    0  144    0  145    4    0    1
244       3     19.30     19.30
245      90   21   10   11   22  120  143  121  144    4    0    1
246       3     19.30     19.30
```

```
1          50  100  0   5   0.0   0.0   1.0
2           0
3           1     1.0
4         58000.0        .28       4.04       33.0       0.0
5           2     1.0
6         33000.0        .28       2.76       32.0       0.0
7           3     1.0
8         45000.0        .29       7.02       46.0       0.0
9           4     1.0
10        45000.0        .29       3.08       41.0       0.0
11          5     0.0
12        00000.0        .0        0.00       00.0       0.0
13          0
14       -19.30,0.0
15       -5.85,0.0
16       -4.90,0.0
17       0.0,0.0
18       'extraction des chantiers primaires'
19          1
20       'extraction du pilier T-02-12'
21          5
22       'extraction du pilier T-02-10'
23          5
```

Groupe A
Entrée des paramètres de contrôle
Groupe B
Entrée des propriétés des matériaux

Groupe C
Entrée des contraintes naturelles

Identification de la séquence de minage

# ANNEXE 2

## FORMULES D'EXTRAPOLATION PROPOSÉES PAR HOEK ET BROWN

## FORMULES D'EXTRAPOLATION PROPOSÉES PAR HOEK ET BROWN

Les paramètres m et s du massif rocheux, qui apparaissent dans le critère de Hoek et Brown, sont donnés par les équations suivantes (ref.22):

pour le massif rocheux intact:

$$m : m_i \exp \left( \frac{RMR - 100}{28} \right)$$

$$s : s_i \exp \left( \frac{RMR - 100}{9} \right)$$

pour le massif rocheux perturbé:

$$m : m_i \exp \left( \frac{RMR - 100}{14} \right)$$

$$s : s_i \exp \left( \frac{RMR - 100}{6} \right)$$

Dans ces équations, le facteur RMR peut être remplacé par son équivalent Q dans le classification du NGI:

$$RMR: \quad 9 \log_e Q + 44$$

Les paramètres m et s sont les paramètres du critère de Hoek et Brown, l'indice (i) renvoie aux paramètres déterminés sur le matériau intact, et les indices RMR et Q sont les indices de qualité du massif rocheux, correspondant à la classification du CSIR (Bieniawski) et du NGI (Barton) respectivement.

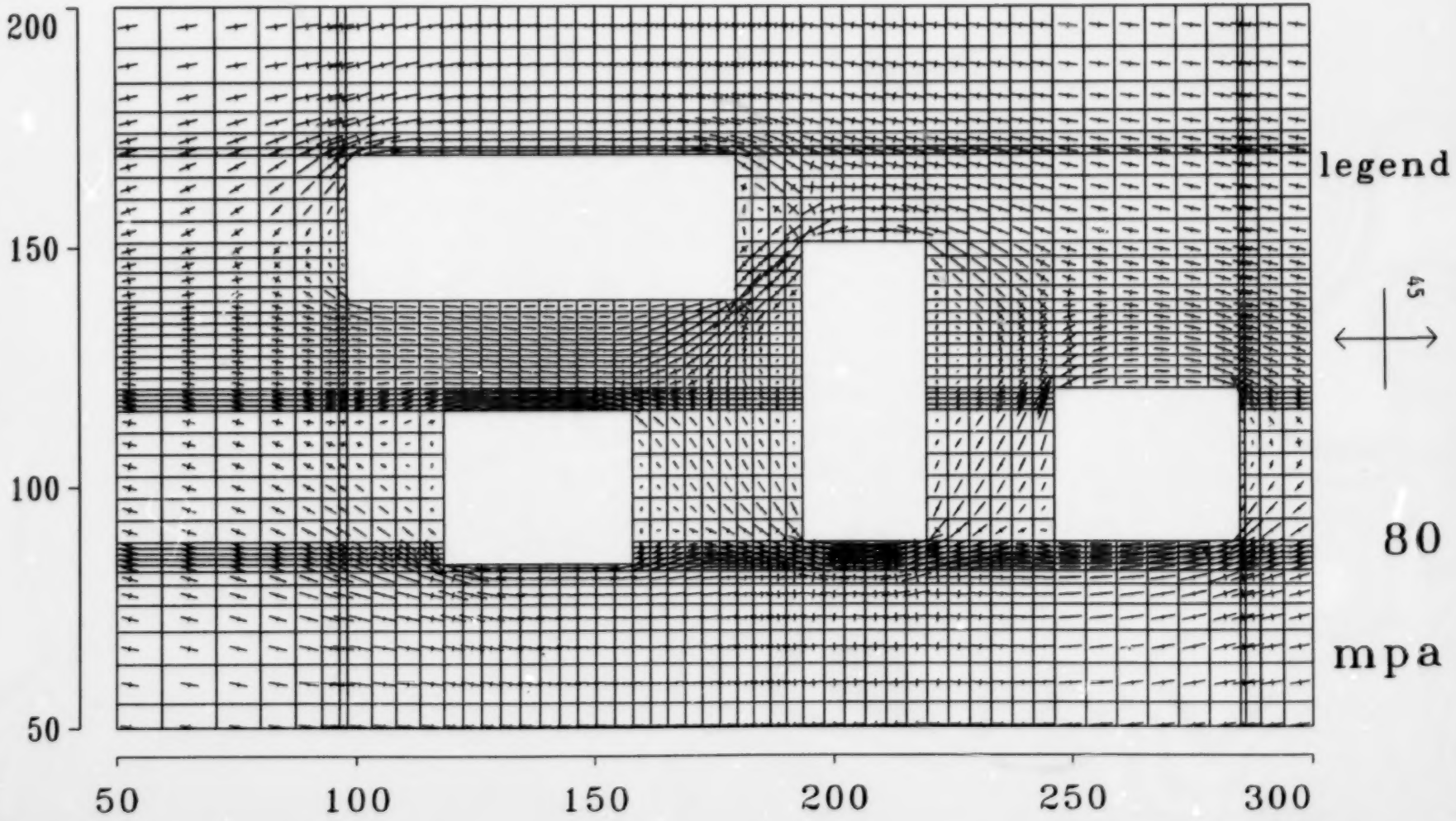
# ANNEXE 3

## RÉSULTAT DE LA SIMULATION DE LA PREMIÈRE ÉTAPE DE MINAGE (MINAGE DES CHANTIERS PRIMAIRES)

MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

CMTL

Intensites et Orientations des contraintes principales

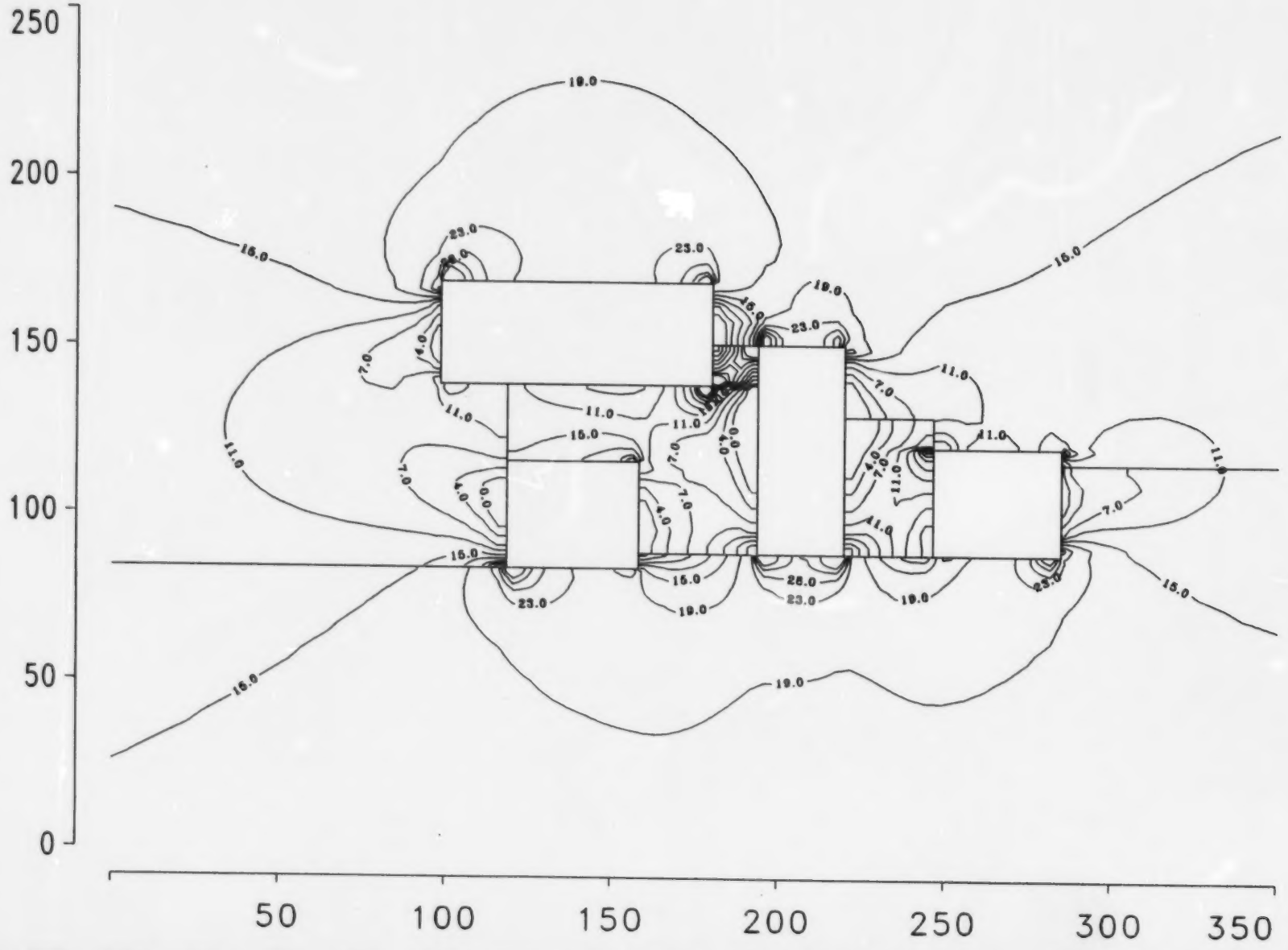


# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

CMTL

Contraintes principales majeures

(Mpa)

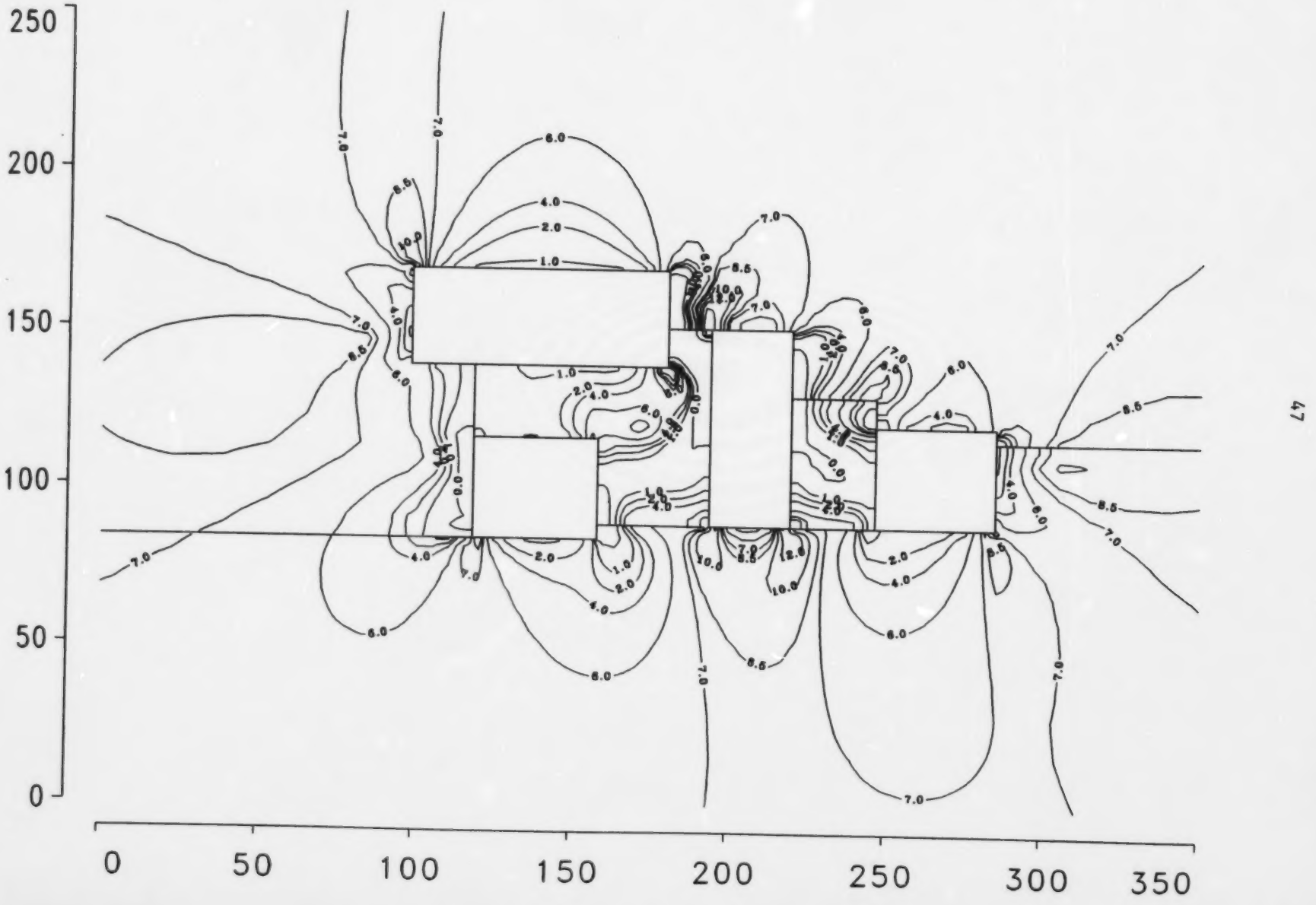


CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

Contraintes principales mineures

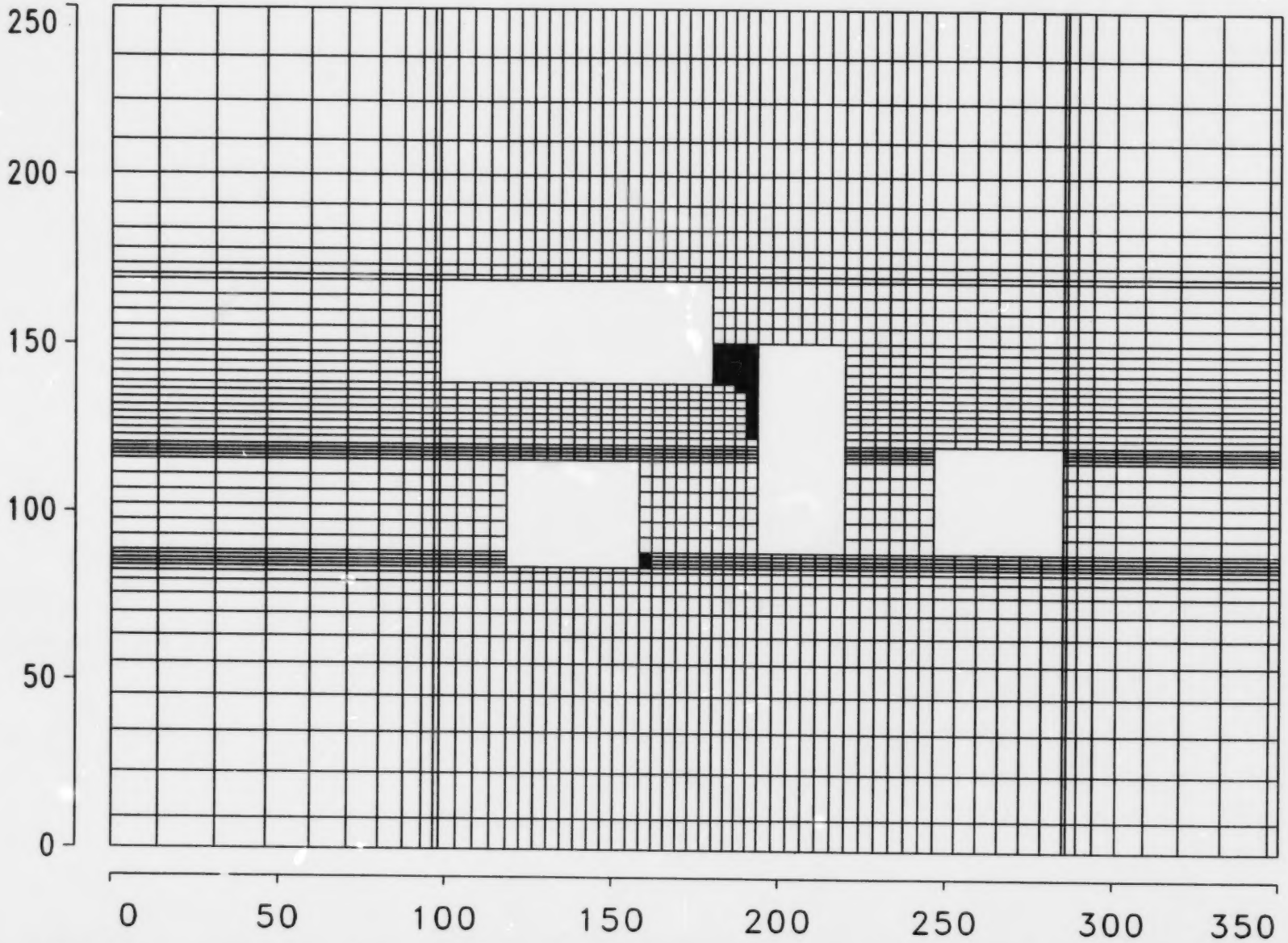
(Mpa)



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202

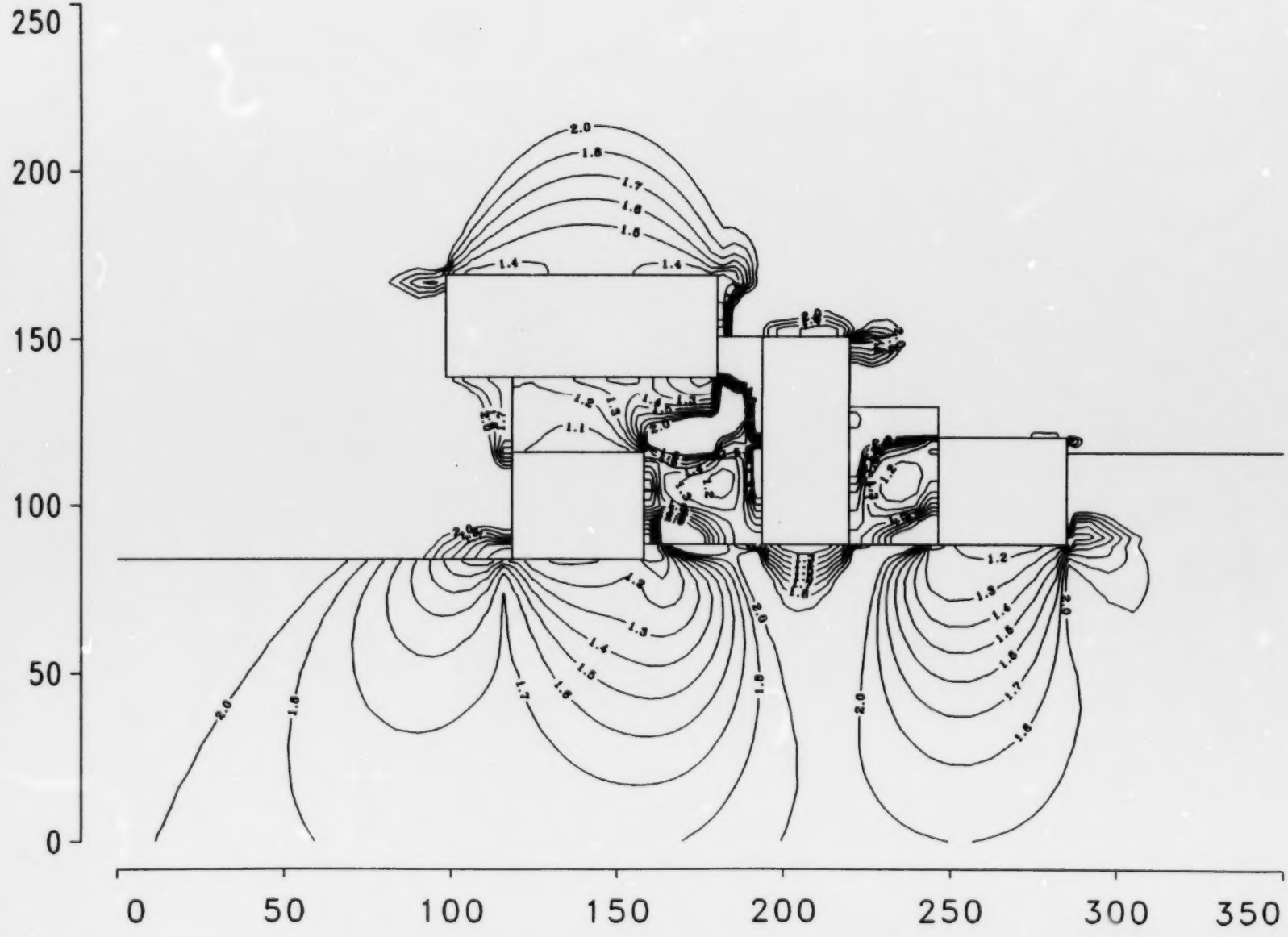
failed elements



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

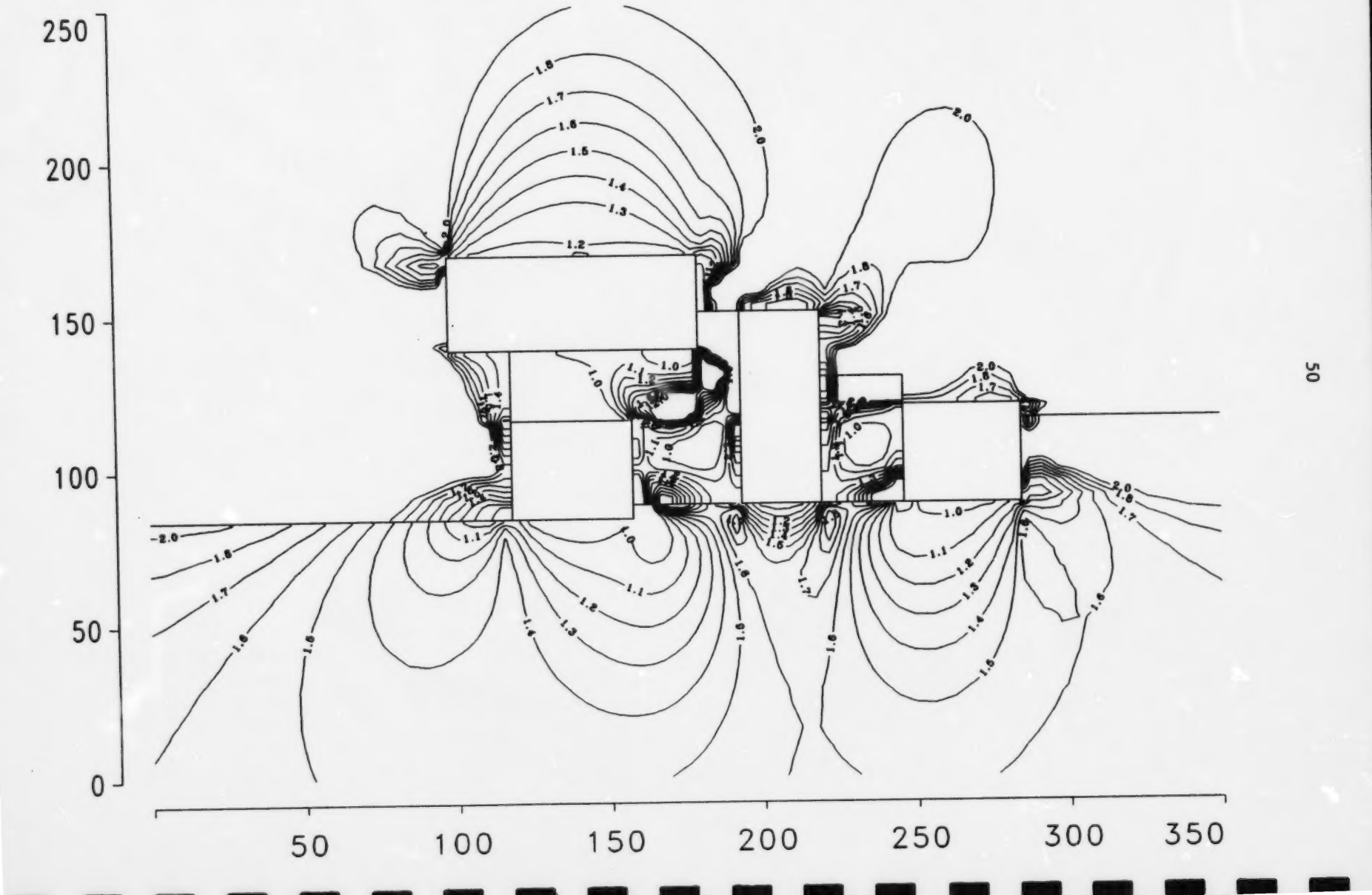
Facteurs de securite pour critere de Mohr-Coulomb (massif intact)



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

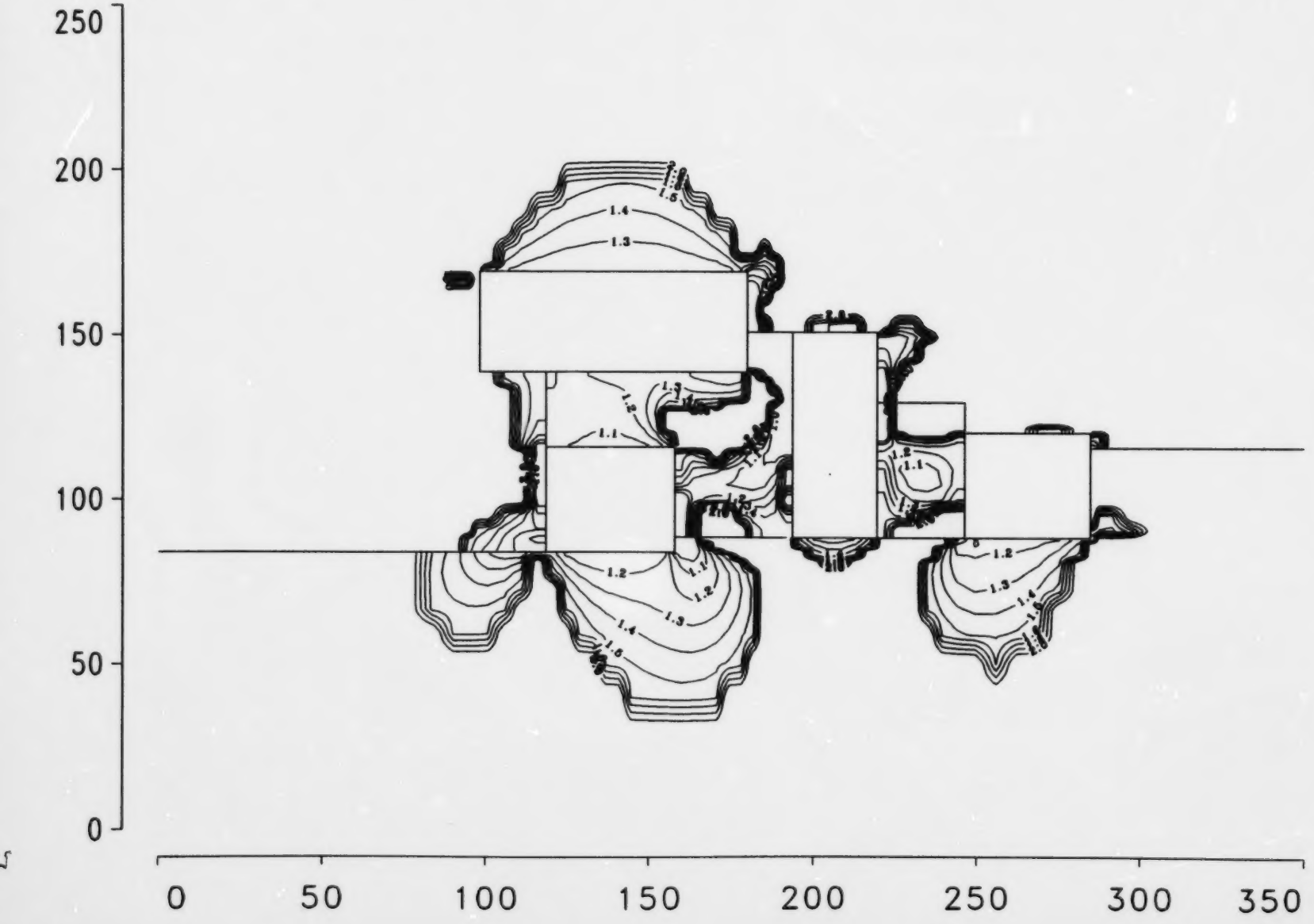
Facteurs de securite pour critere de Mohr-Coulomb (massif perturbe)



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

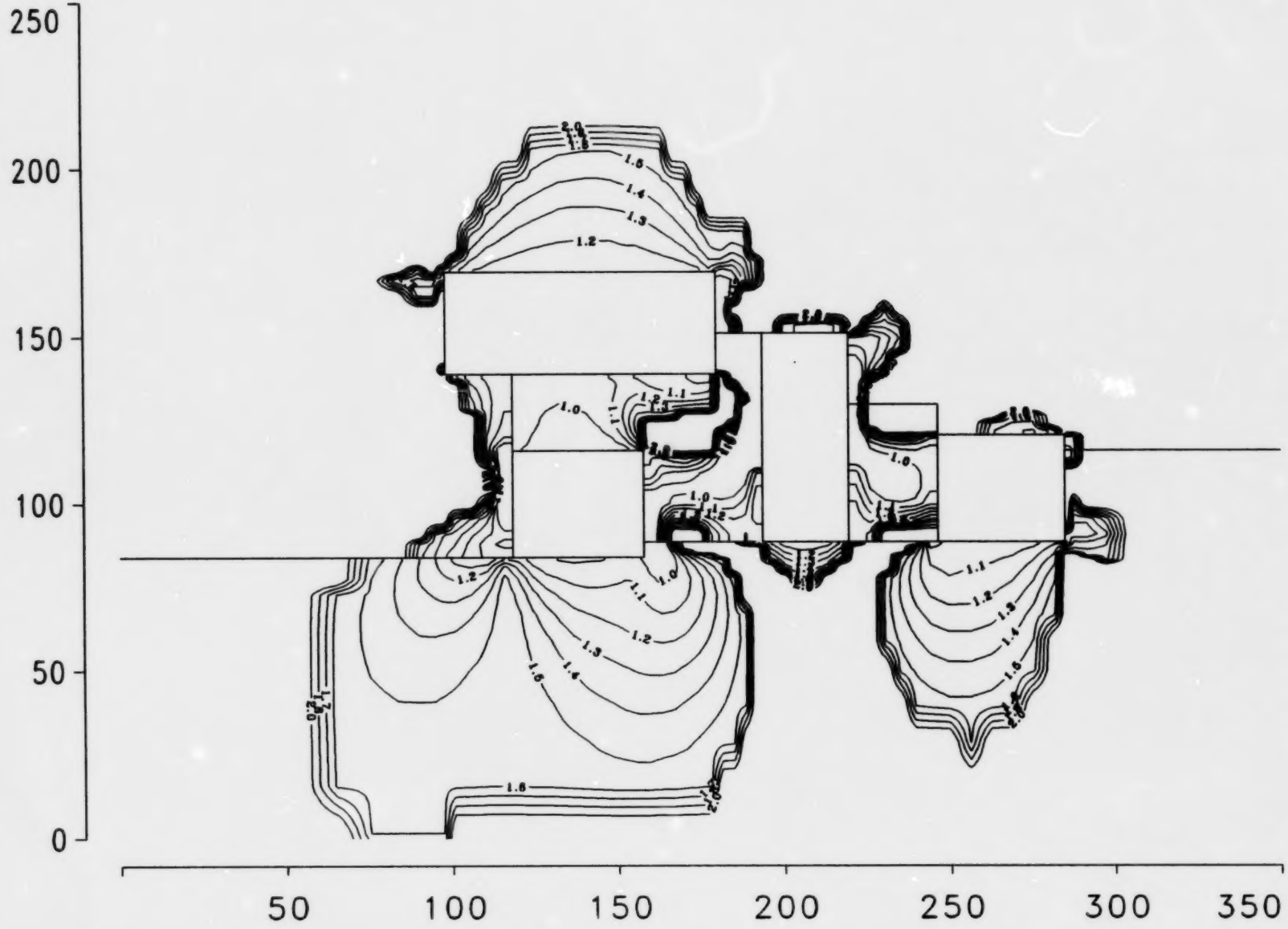
Facteurs de securite pour critere de Hoek et Brown (massif intact)



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

Facteurs de securite pour critere de Hoek et Brown (massif perturbe)



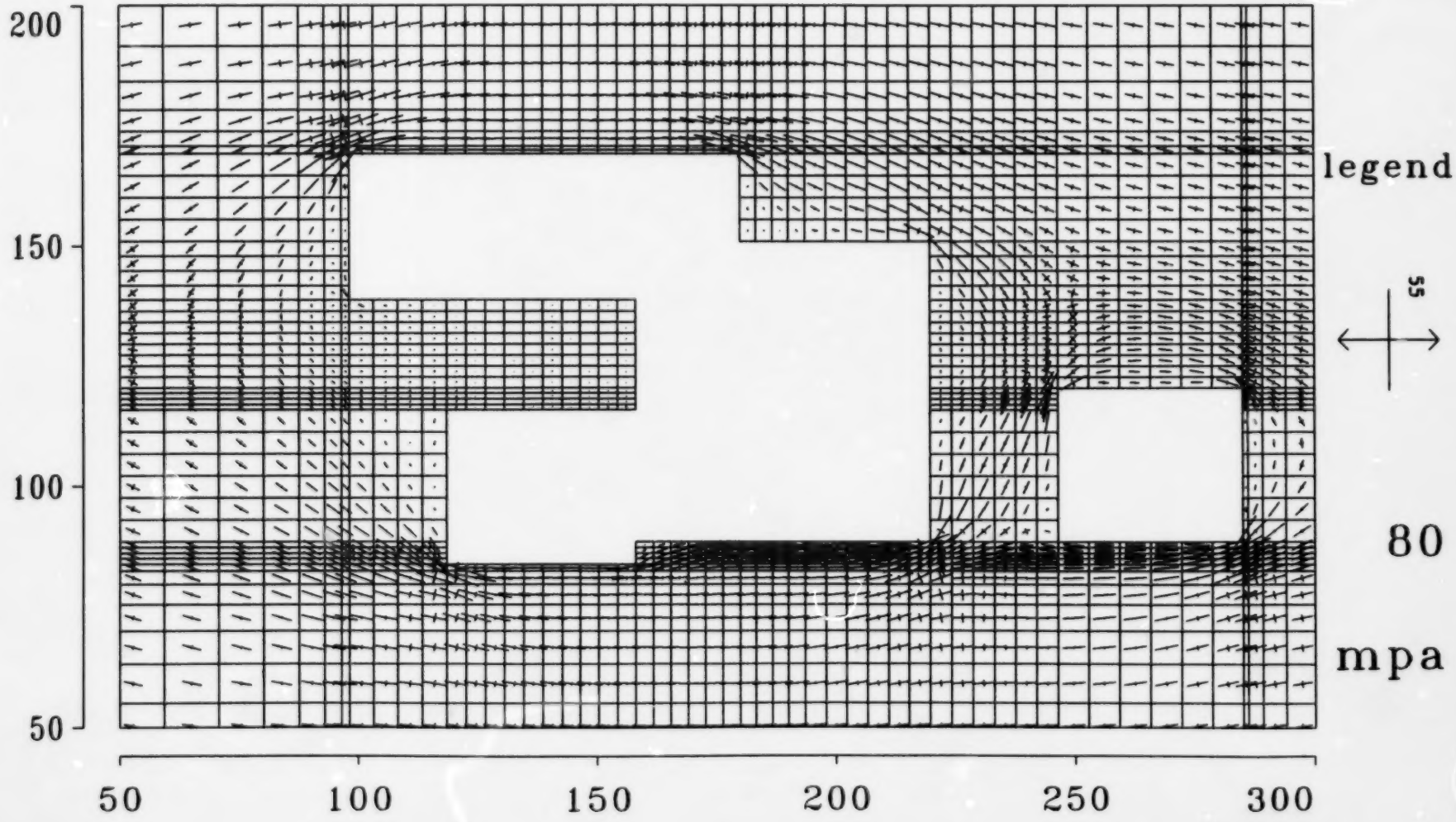
# ANNEXE 4

## RÉSULTAT DE LA SIMULATION DE LA SECONDE ÉTAPE DE MINAGE (RETRAIT DU PILIER T-02-12)

CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

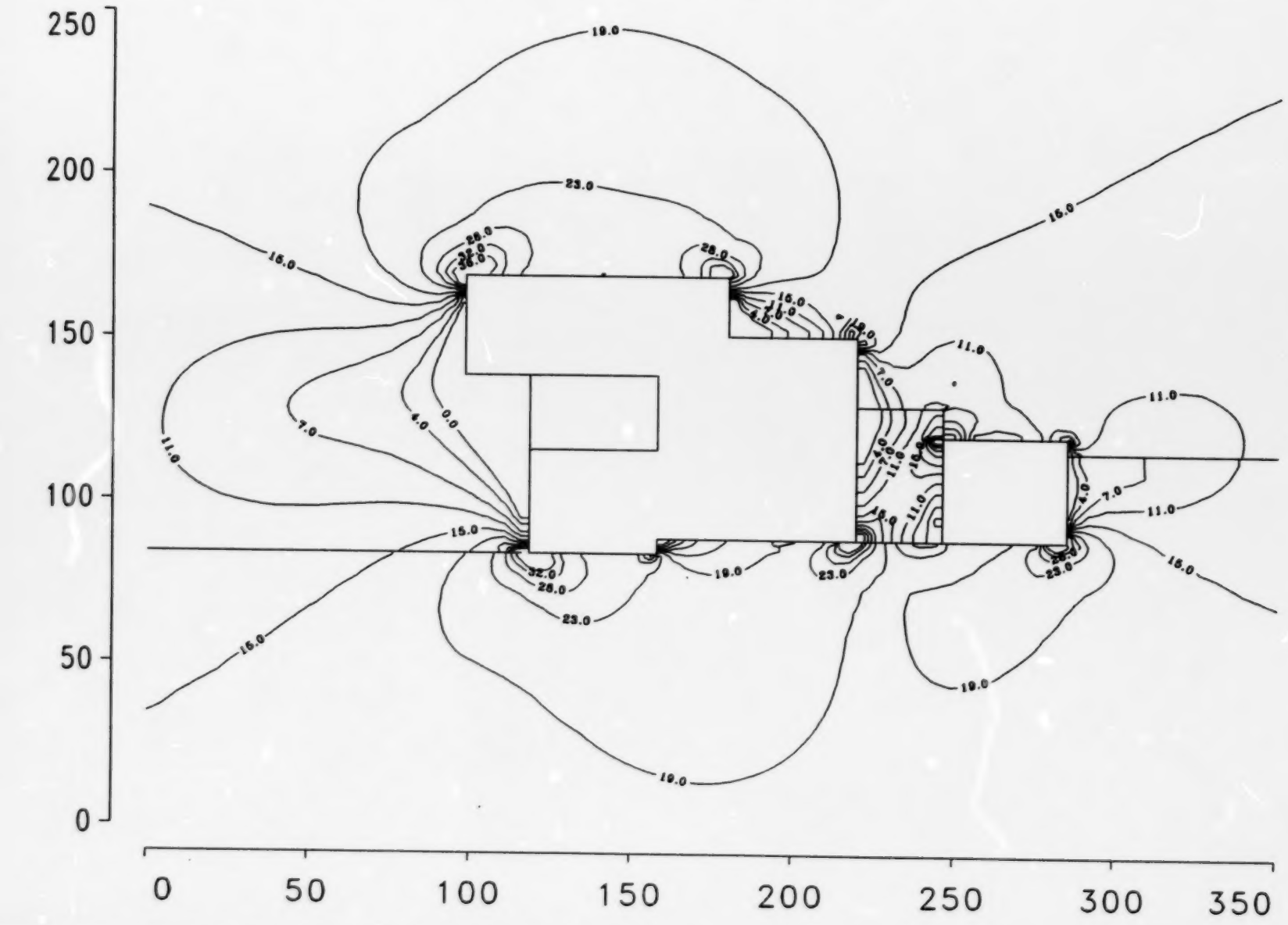
**Intensites et Orientations des contraintes principales**



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

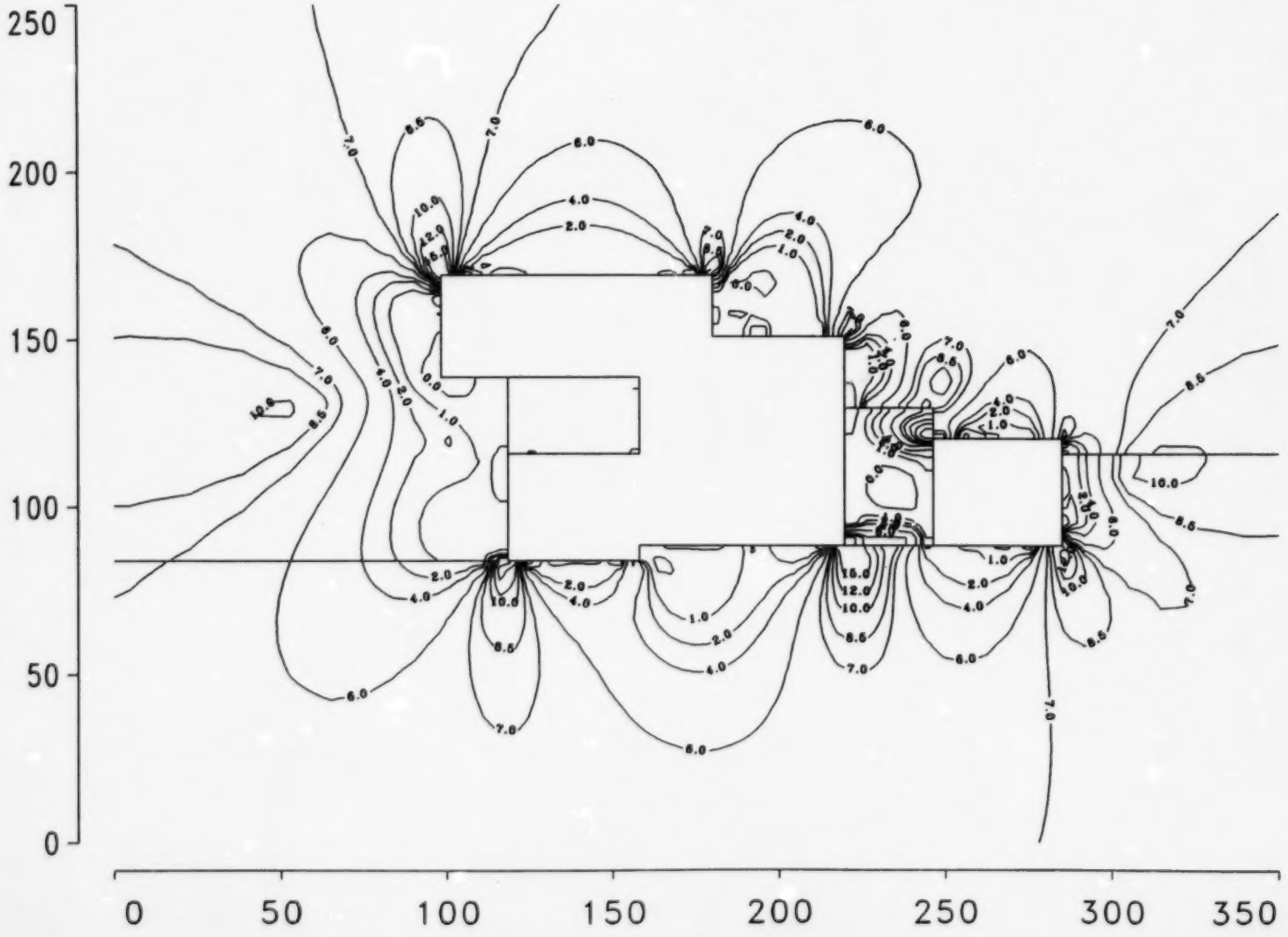
Contraintes principales majeures (Mpa)



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

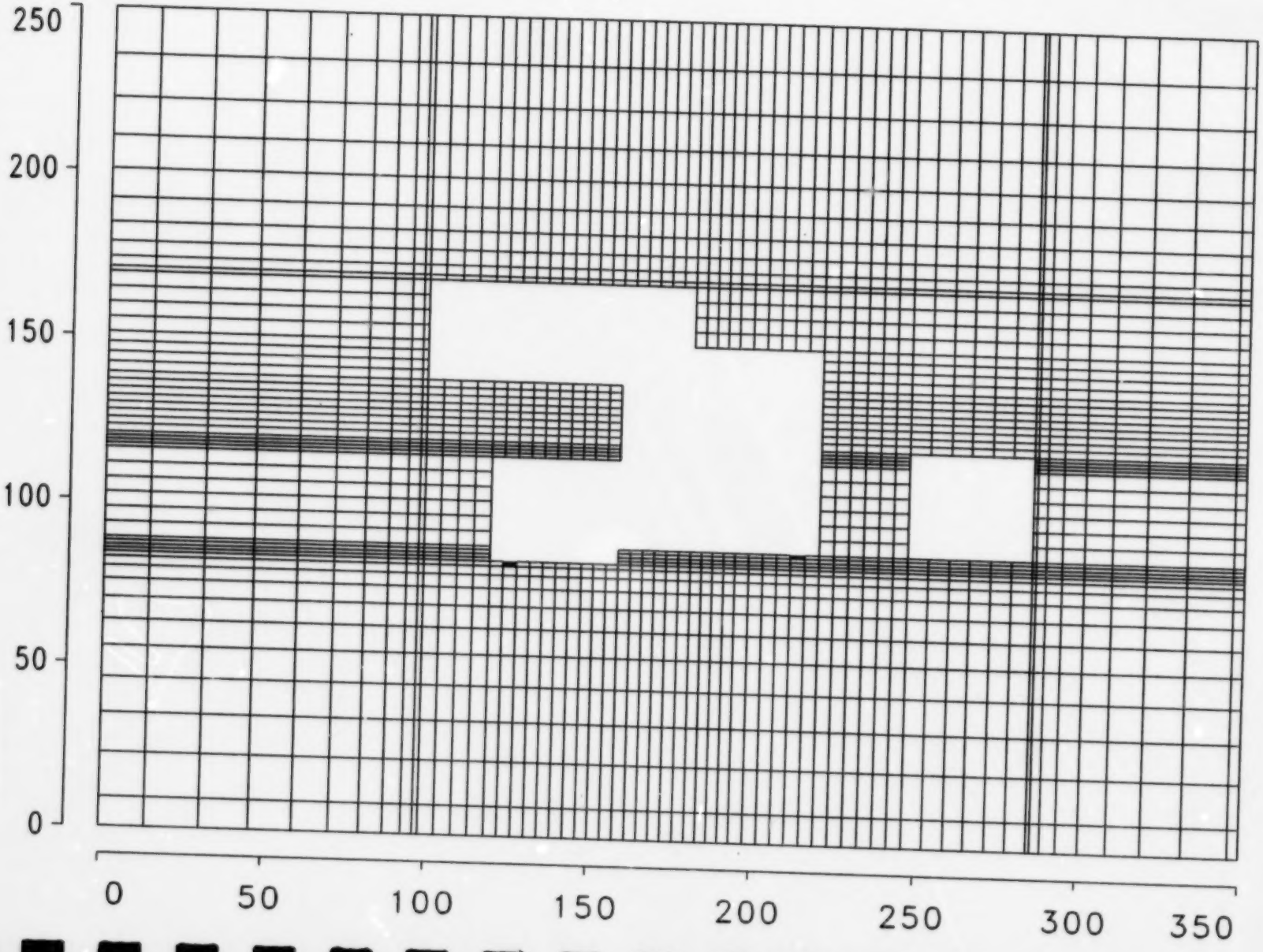
Contraintes principales mineures (Mpa)



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

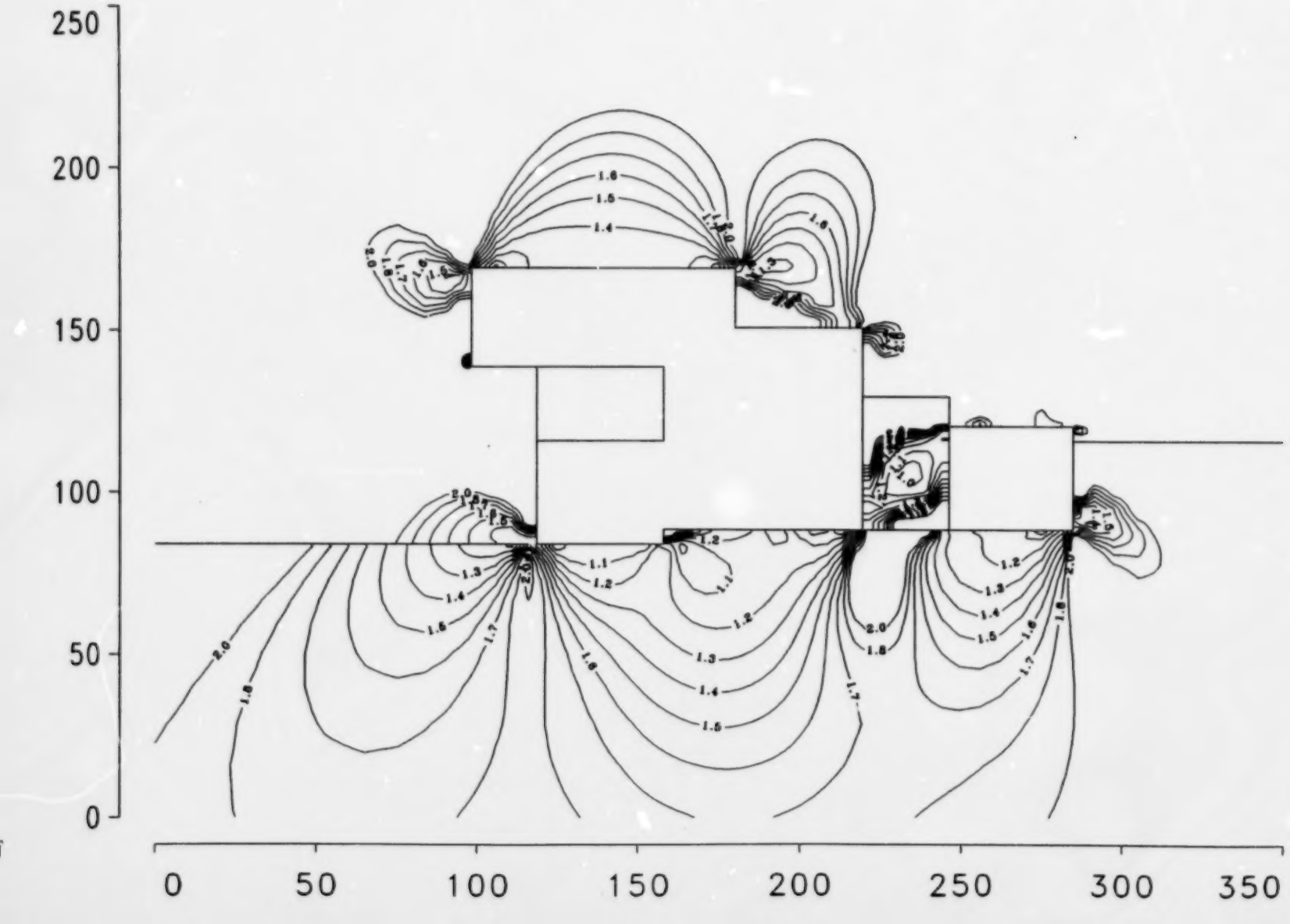
failed elements



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

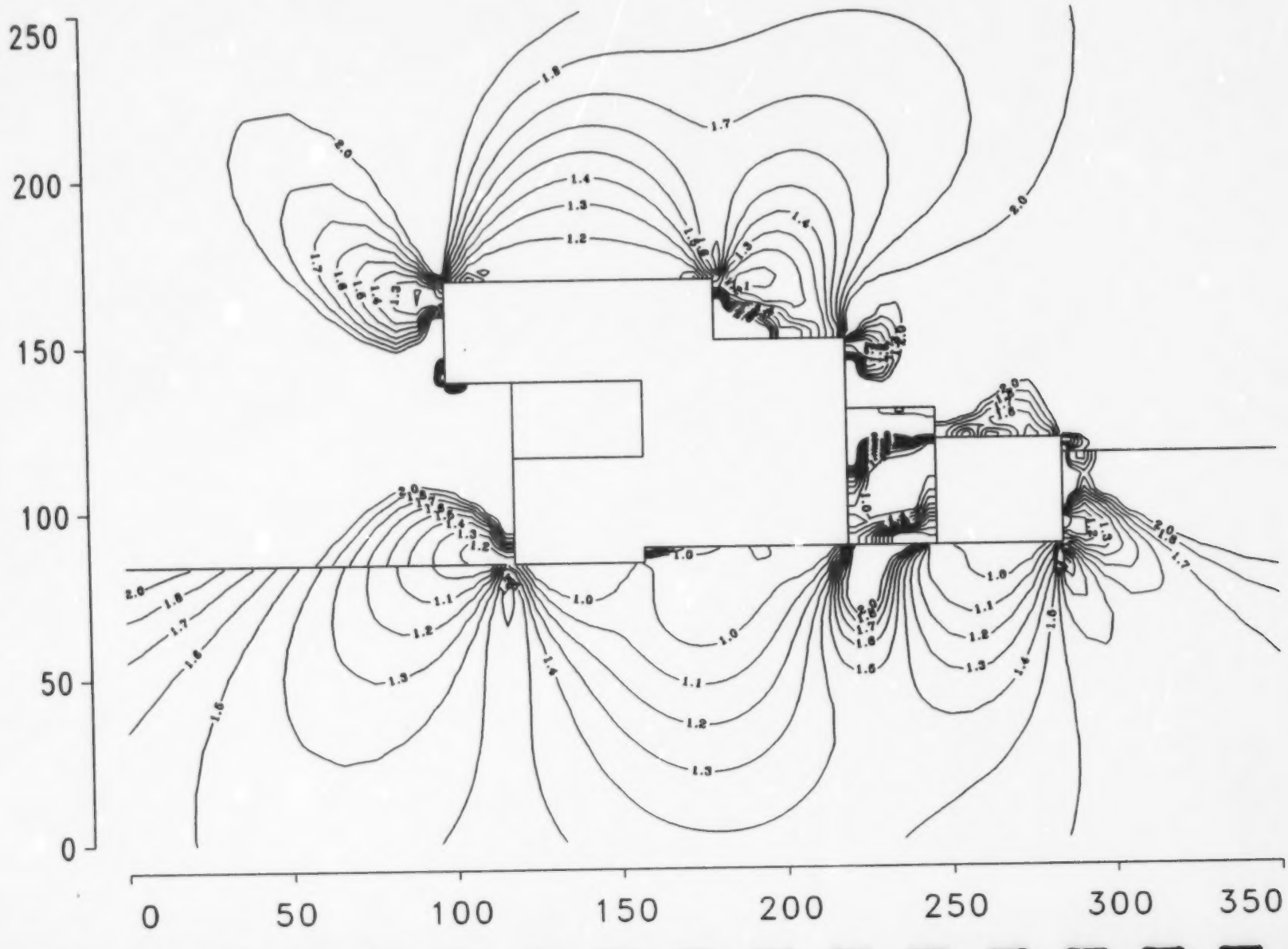
Facteurs de securite pour critere de Mohr-Coulomb (massif intact)



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

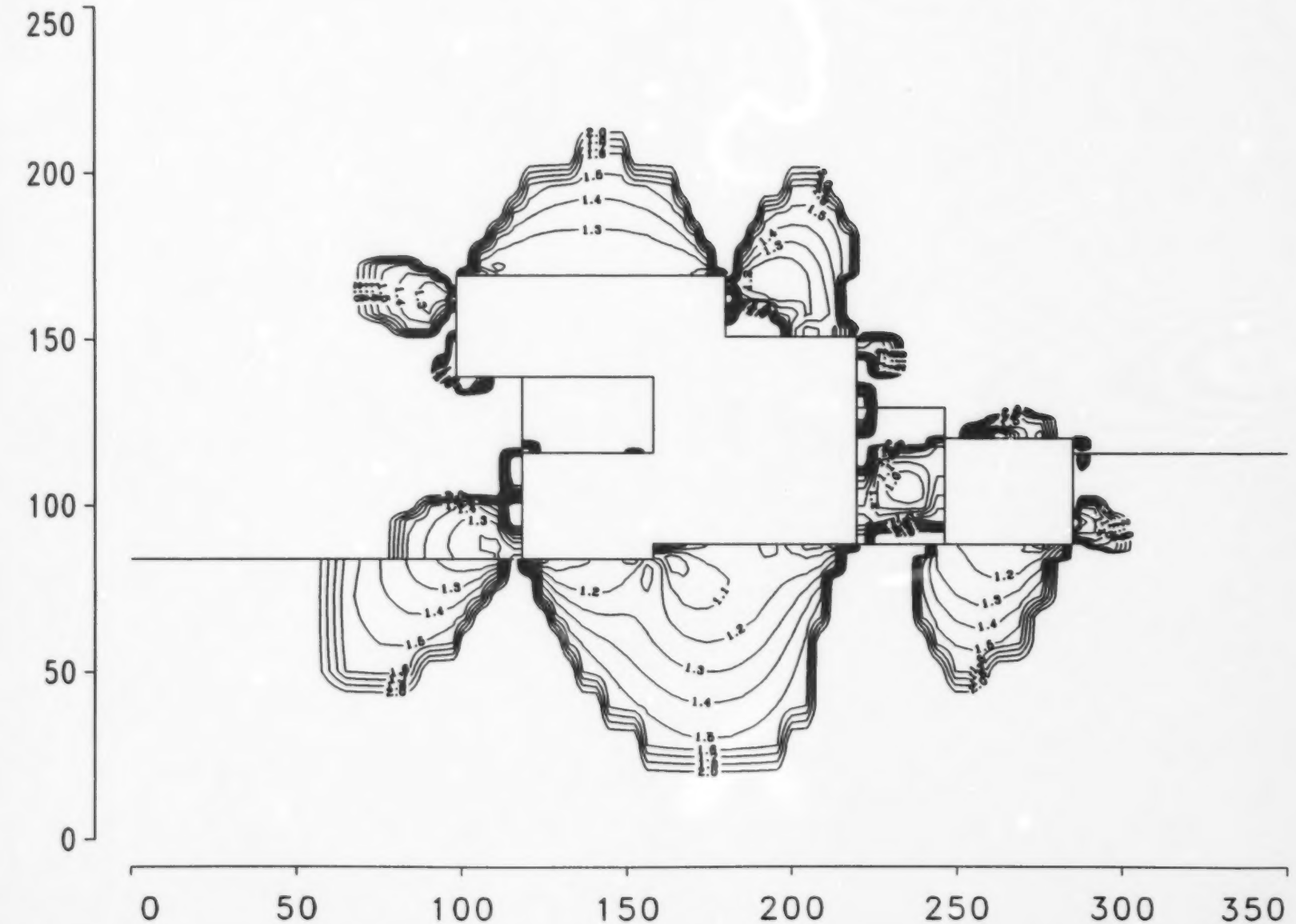
Facteurs de securite pour critere de Mohr-Coulomb (massif perturbe)



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

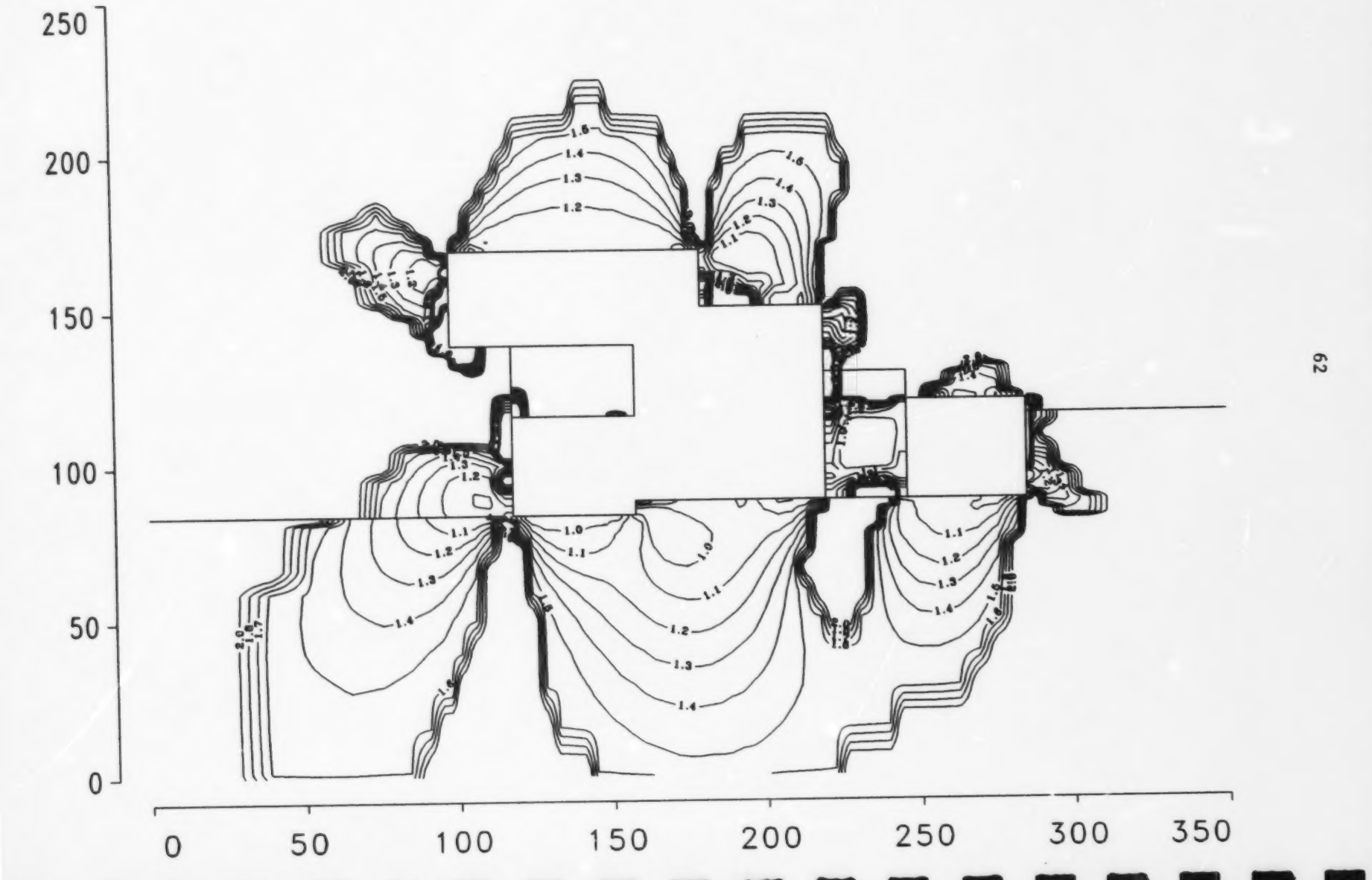
Facteurs de securite pour critere de Hoek et Brown (massif intact)



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

Facteurs de securite pour critere de Hoek et Brown (massif perturbe)



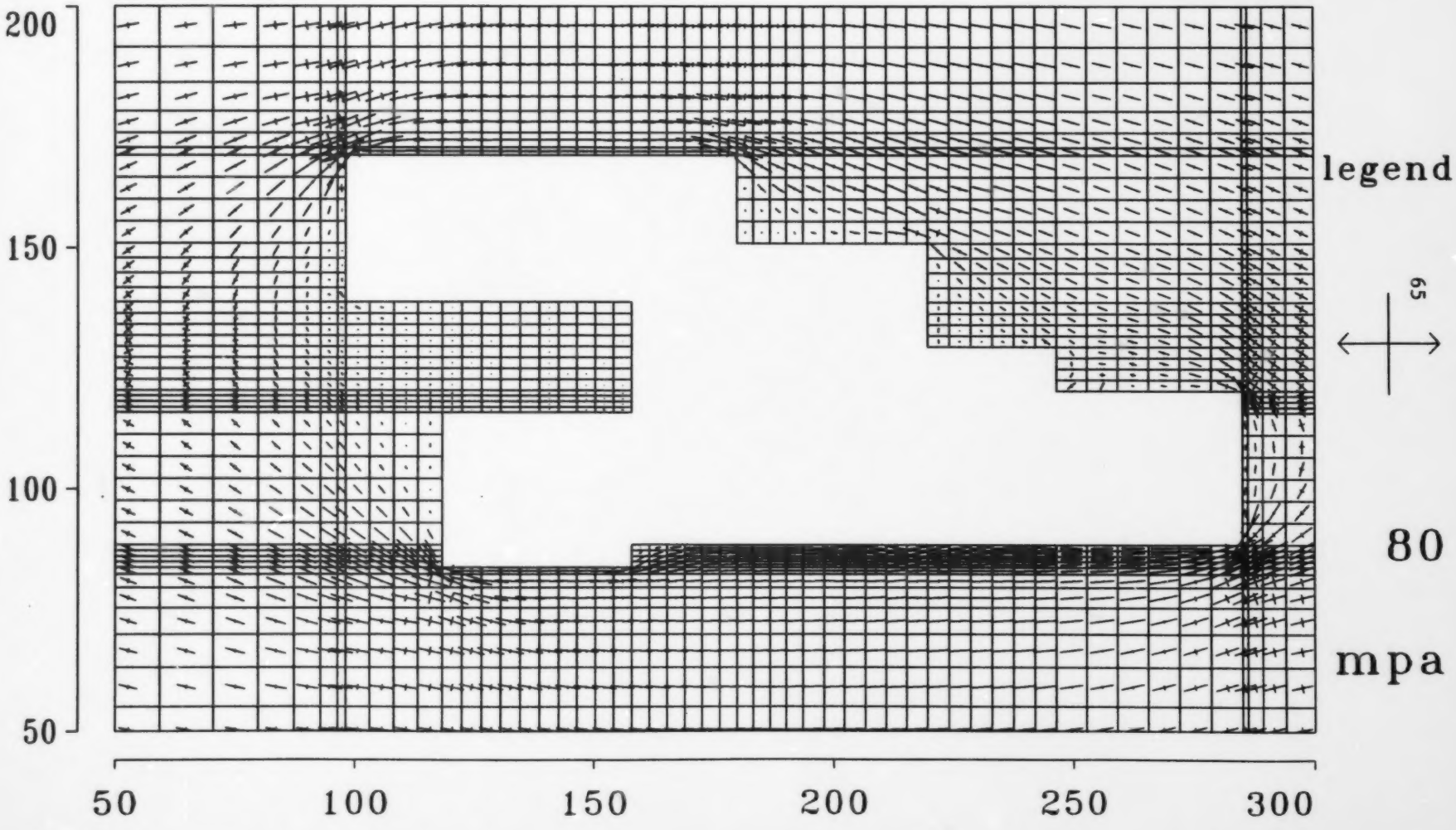
# ANNEXE 5

## RÉSULTAT DE LA SIMULATION DE LA TROSIÈME ÉTAPE DE MINAGE (RETRAIT DU PILIER T-02-10)

CMTL

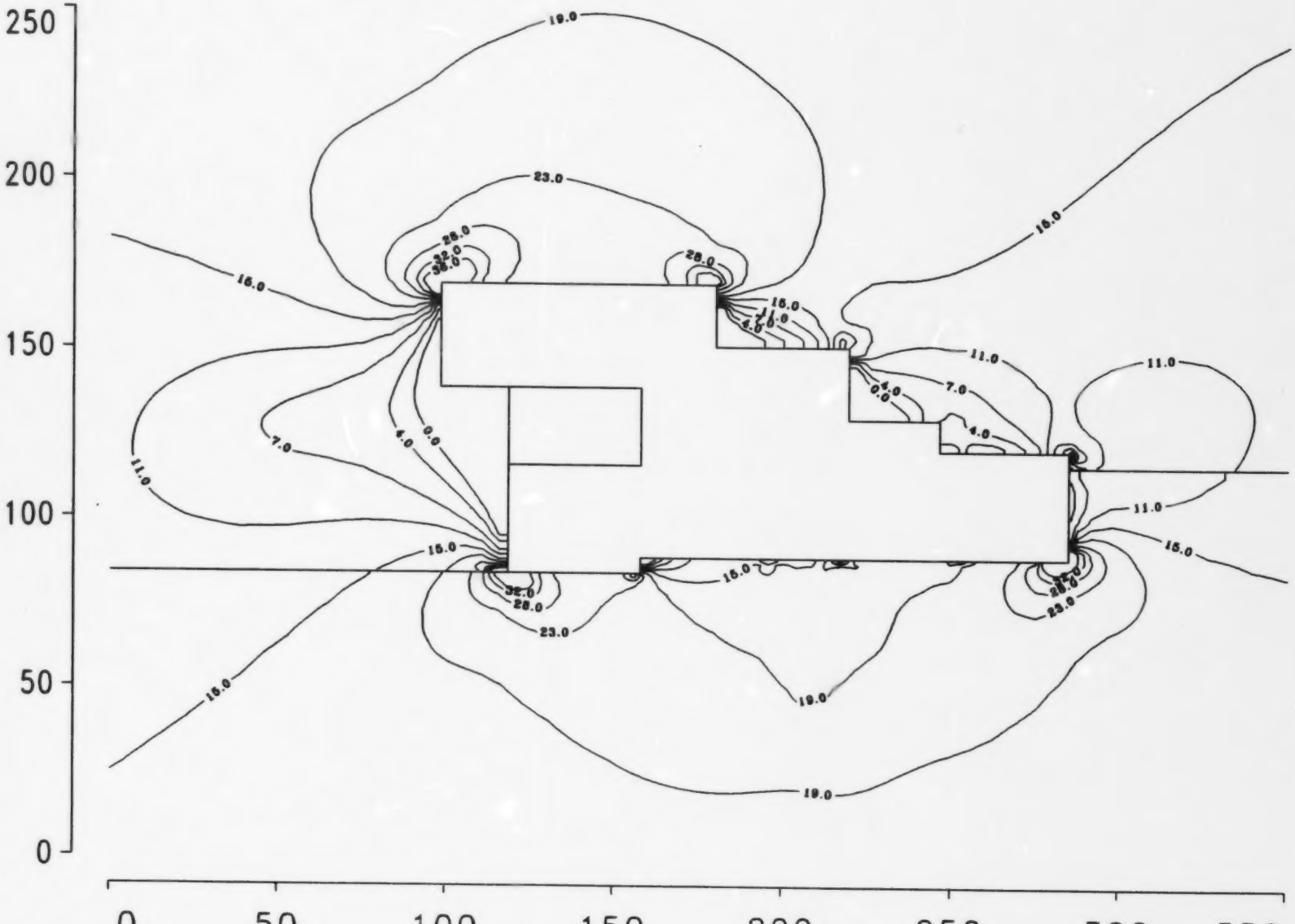
# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

**Intensites et Orientations des contraintes principales**



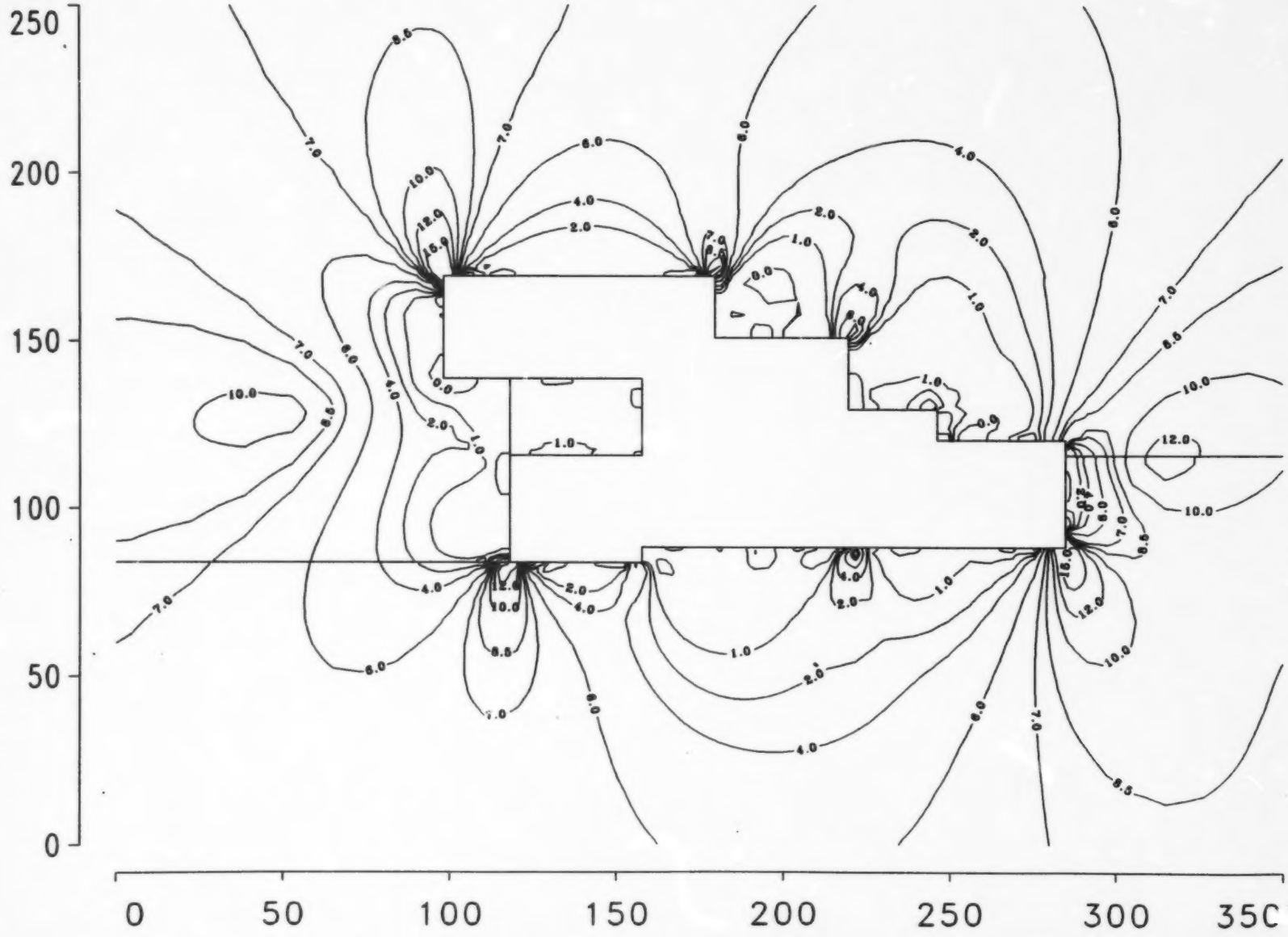
# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

Contraintes principales majeures (Mpa)



MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

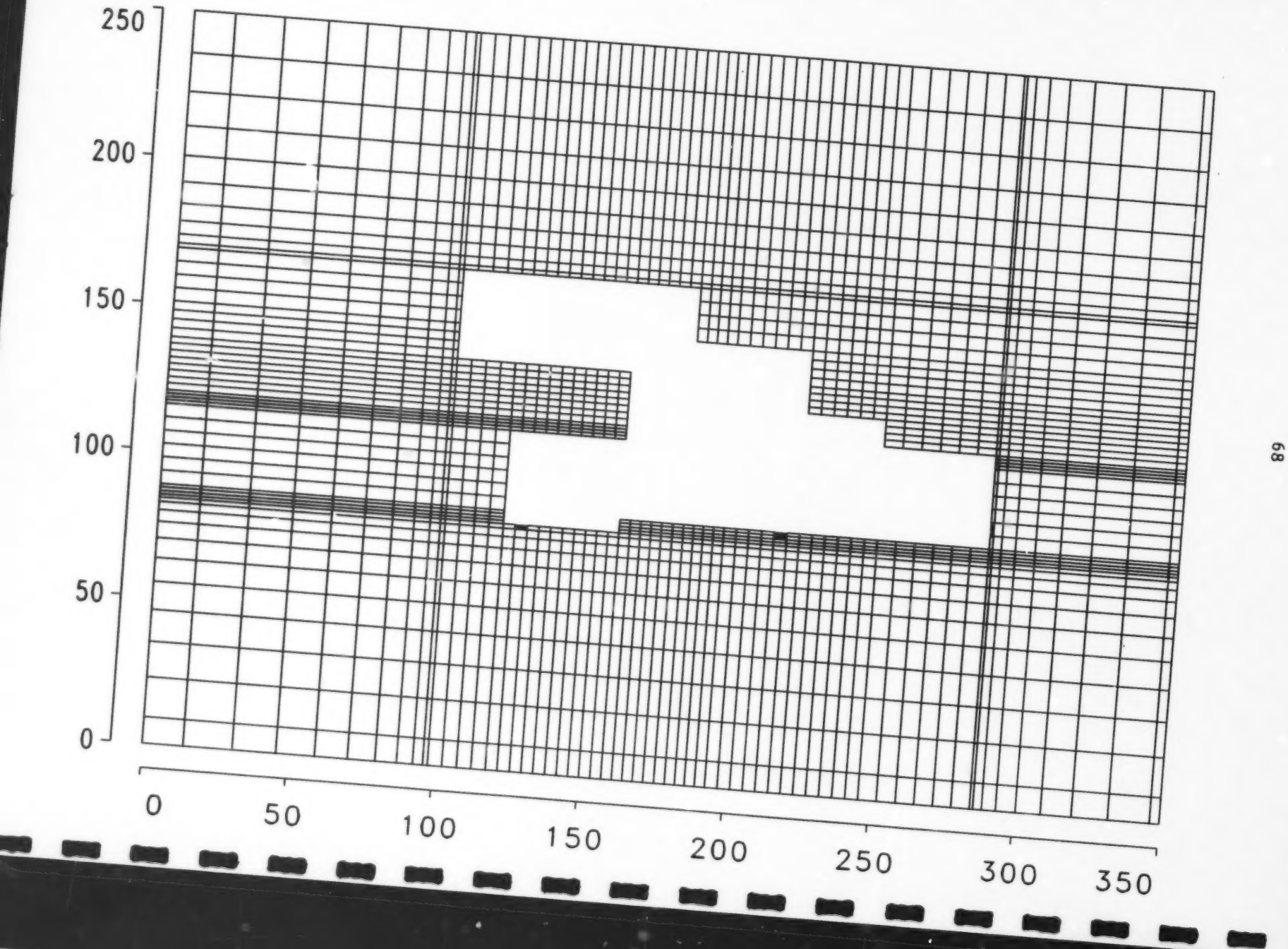
Contraintes principales mineures (Mpa)



CMTL

# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

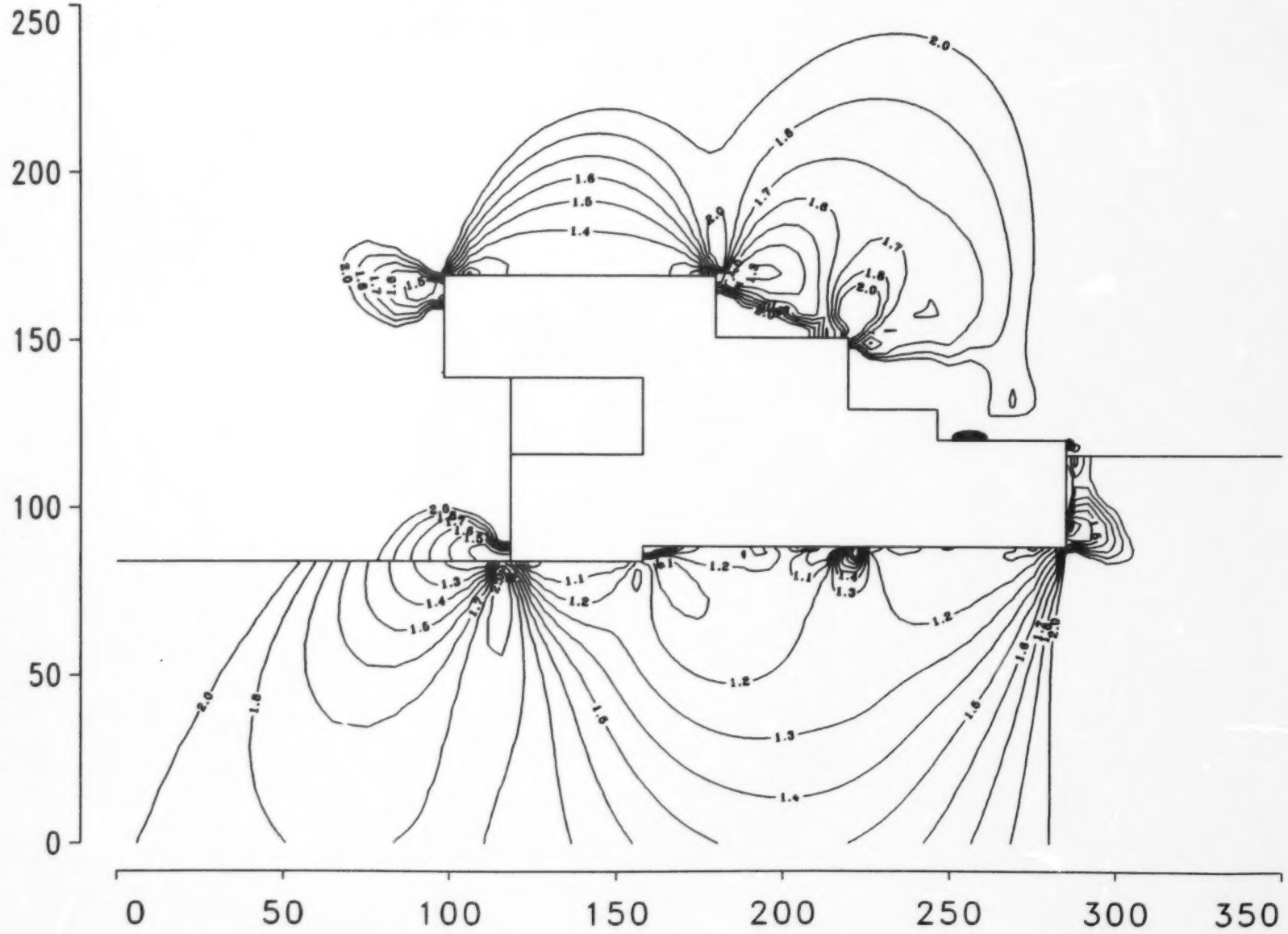
failed elements



CMTL

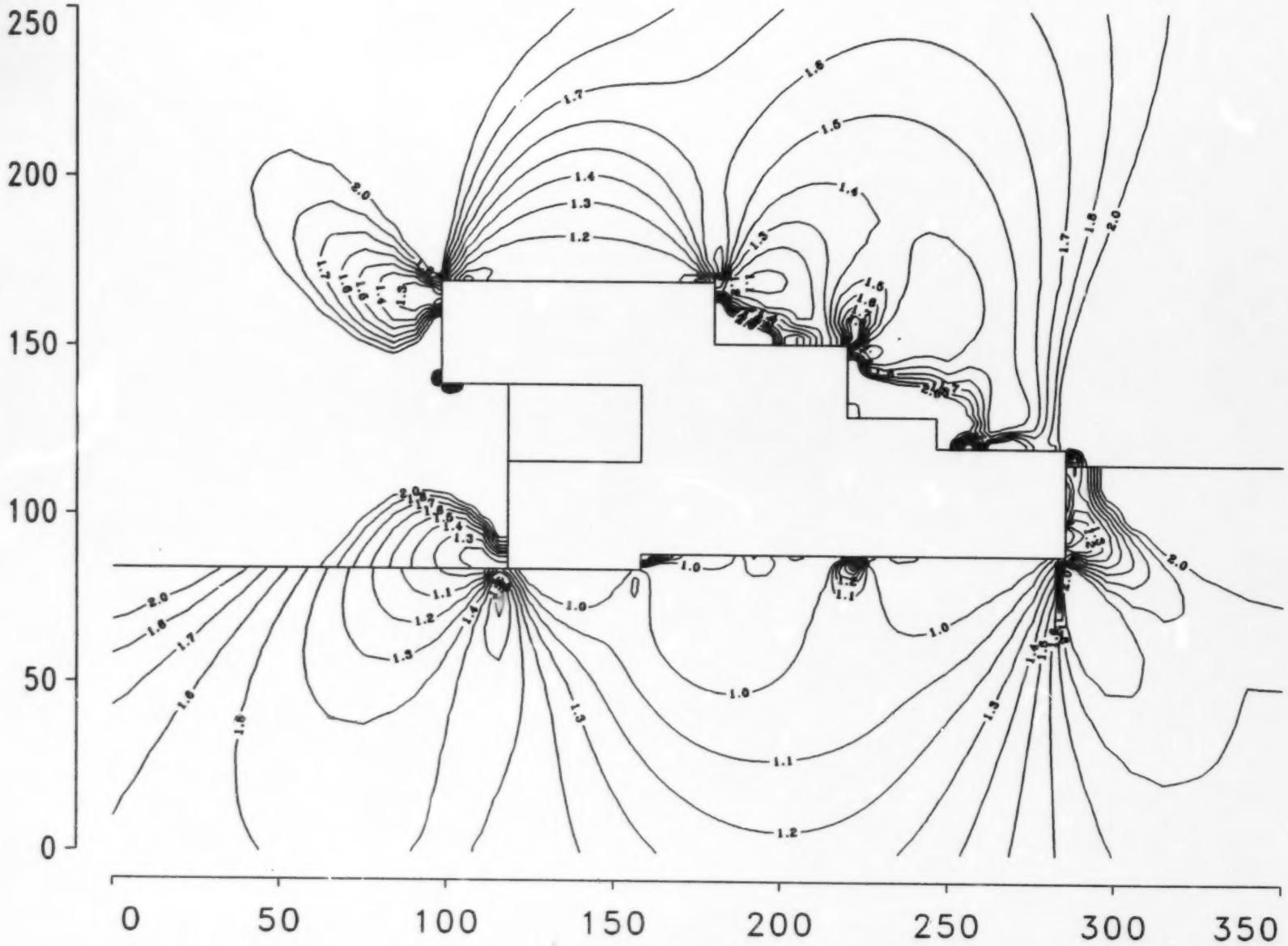
# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

Facteurs de securite pour critere de Mohr-Coulomb (massif intact)



# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

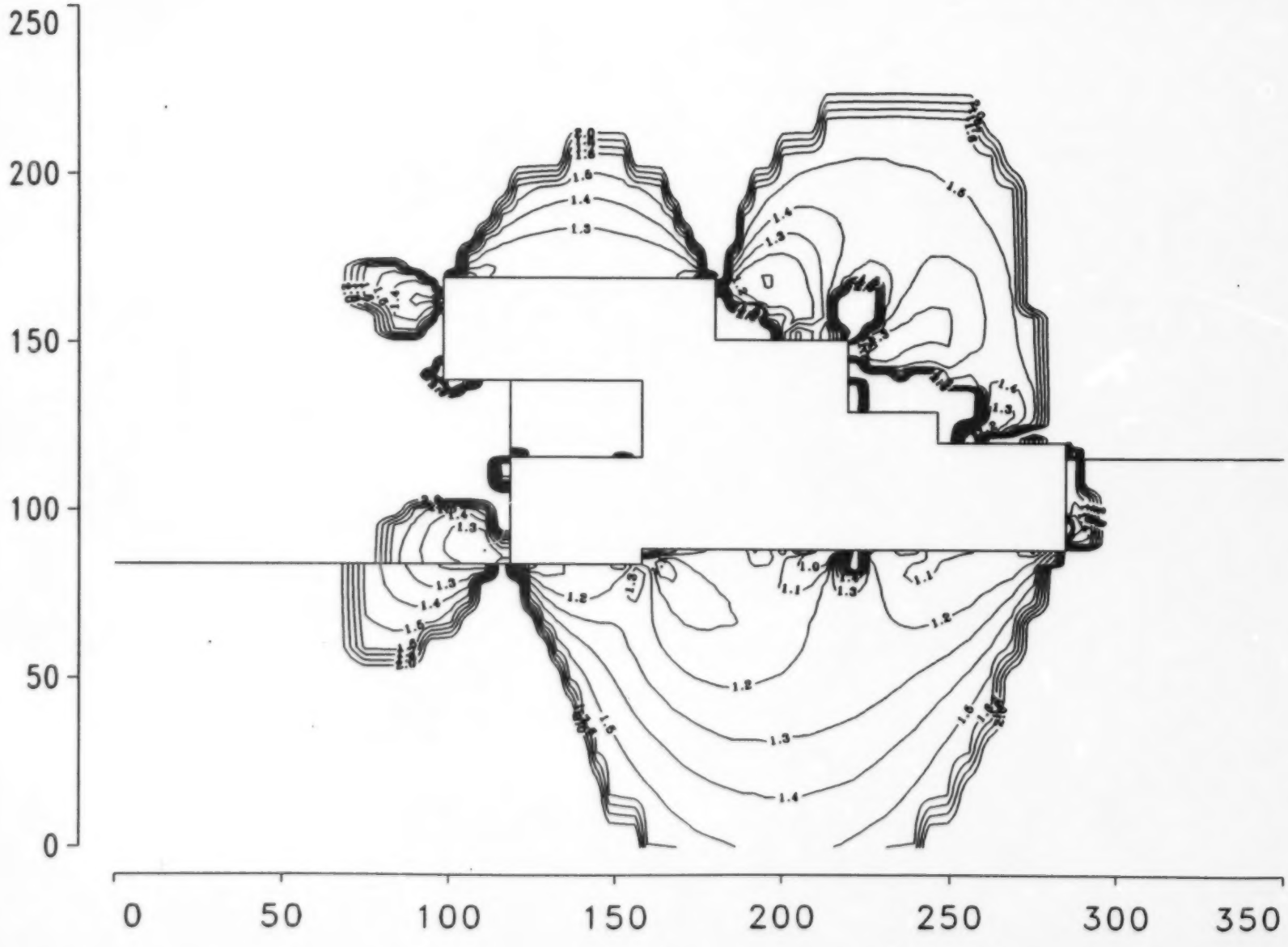
Facteurs de securite pour critere de Mohr-Coulomb (massif perturbe)



CMTL

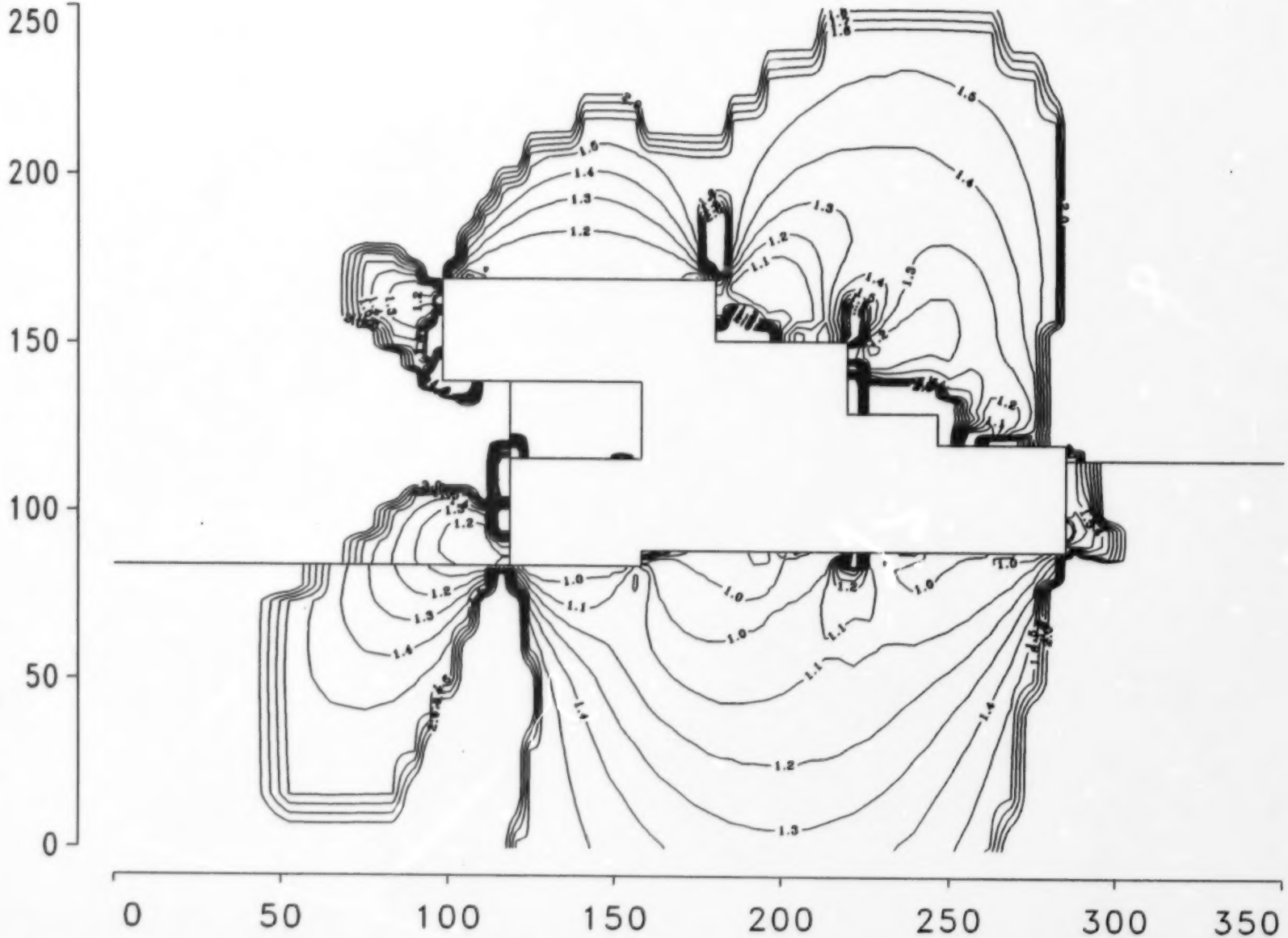
# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

Facteurs de securite pour critere de Hoek et Brown (massif intact)



# MINE NIOBEC SIMUL 202 (Niob5)

Facteurs de securite pour critere de Hoek et Brown (massif perturbe)



# ANNEXE 6

## SIGNIFICATION ET CALCUL DU FACTEUR DE SÉCURITÉ

## SIGNIFICATION ET CALCUL DU FACTEUR DE SÉCURITÉ

Le calcul du facteur de sécurité que le programme PCPLOT présente est basé sur la notion de facteur de sécurité ponctuel. L'état de contrainte en un point, calculé par le programme, est comparé à un critère de résistance, lequel détermine si en ce point les contraintes ont produit un état de rupture ou de stabilité. Les termes rupture et stabilité doivent cependant être utilisés avec précaution puisqu'ils s'adressent à des événements ponctuels. Ils ne sont donc qu'un indicateur de la stabilité réelle du massif rocheux.

L'usager devra aussi tenir compte du fait que lorsque le facteur de sécurité est inférieur à l'unité en quelque point du modèle, la solution qu'il a obtenue s'écarte de la réalité, et ceci d'autant plus que la dimension des zones où le facteur de sécurité est inférieur à l'unité est grande, ou que le facteur de sécurité s'éloigne de l'unité. En effet, dans ces régions, la rupture du massif provoquerait une redistribution des contraintes, la valeur minimale du facteur de sécurité s'établissant dès lors à l'unité. La forme des véritables zones de rupture pourrait alors être très sensiblement différente des zones où le facteur de sécurité est inférieur à l'unité.

Le facteur de sécurité est calculé à l'aide de la représentation des contraintes dans le plan de Mohr, lequel représente les contraintes en un point par un cercle. Si le cercle est compris sous la courbe représentant le critère de résistance, le massif est "stable" en ce point. Le facteur de sécurité associé à ce point est donné par le rapport inverse entre le rayon du cercle actuel et le rayon du cercle concentrique au premier, qui provoquerait la rupture et qui serait donc tangent à la courbe représentant le critère de résistance (voir figure A5.1).

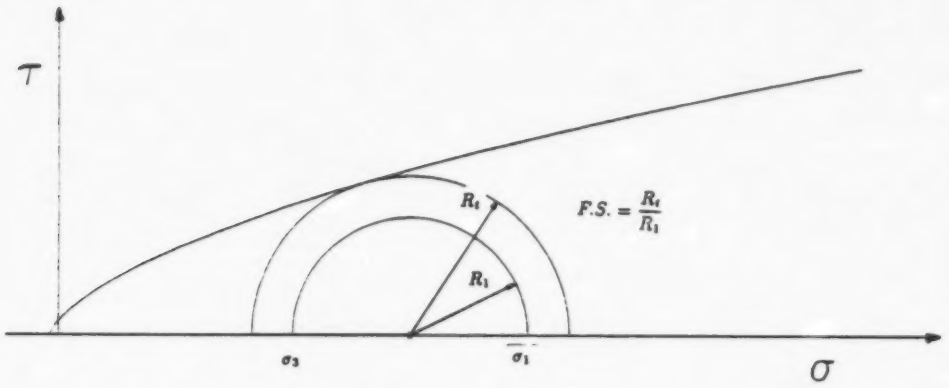



Figure A5.1 . Calcul du facteur de sécurité.
Cas où le facteur est supérieur à l'unité.

Par extension, lorsqu'un cercle coupe la courbe, le massif en ce point peut-être considéré comme "instable"; le programme PCPLOT calcule le facteur de sécurité de la même manière (voir figure A5.2).

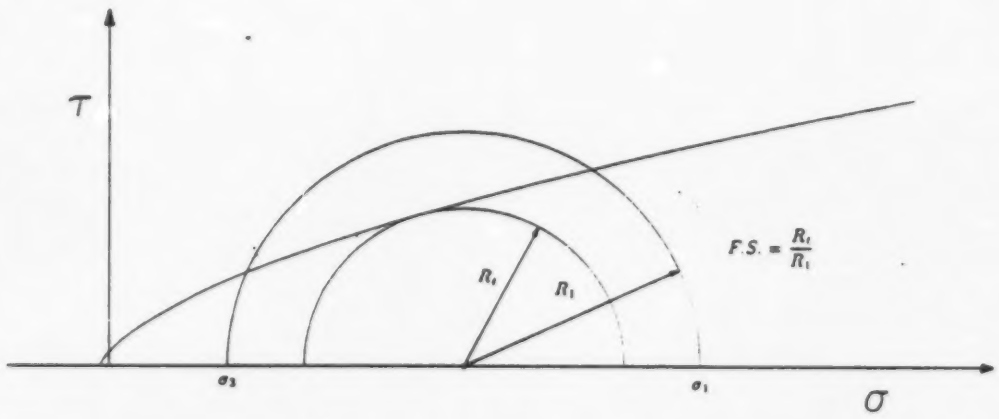



Figure A5.2 . Calcul du facteur de sécurité.
Cas où le facteur est l'inférieur à l'unité.

Si le centre du cercle ne se trouve pas sous la courbe le facteur de sécurité est fixé à la valeur 0.

Pour terminer, remarquons que cette manière de procéder est légèrement différente de celle utilisée par d'autres auteurs, lesquels calculent le facteur de sécurité par rapport aux contraintes principales.